

**VŠB – Technická univerzita Ostrava**  
**Hornicko – geologická fakulta**  
**Institut hornického inženýrství a bezpečnosti**

# **DIPLOMOVÁ PRÁCE**

**2014**

**Bc. Sanjar Khusenov**

VŠB – Technická univerzita Ostrava  
Hornicko – geologická fakulta  
Institut hornického inženýrství a bezpečnosti

Způsob rozpojování různě odolných hornin v masivu pomocí  
trhacích prací  
The method for breaking variously resistant rocks in the massif  
by blasting

Autor: Bc. Sanjar Khusenov

Vedoucí diplomové práce: doc. Ing. Milan Mikoláš, Ph.D.

Ostrava - 2014

## **PROHLÁŠENÍ STUDENTA**

Prohlašuji, že jsem celou diplomovou práci vypracoval samostatně pod vedením vedoucího diplomové práce a uvedl jsem všechny použité podklady a literaturu.

V Ostravě.....

Podpis studenta.....

Prohlašuji, že

- jsem byl seznámen s tím, že na moji diplomovou práci se plně vztahuje zákon č. 121/2000 Sb. – autorský zákon, zejména § 35 – užití díla v rámci občanských a náboženských obřadů, v rámci školních představení a užití díla školního a § 60 – školní dílo.
- Beru na vědomí, že Vysoká škola báňská – Technická univerzita Ostrava (dále jen VŠB-TUO) má právo nevýdělečně ke své vnitřní potřebě diplomovou práci užít (§ 35 odst. 3).
- Souhlasím s tím, že jeden výtisk diplomové práce bude uložen v Ústřední knihovně VŠB-TUO k prezenčnímu nahlédnutí a jeden výtisk bude uložen u vedoucího diplomové práce. Souhlasím s tím, že údaje o diplomové práci budou zveřejněny v informačním systému VŠB-TUO.
- Bylo sjednáno, že s VŠB-TUO, v případě zájmu z její strany, uzavřu licenční smlouvu s oprávněním užít dílo v rozsahu § 12 odst. 4 autorského zákona.
- Bylo sjednáno, že užít své dílo – diplomovou práci nebo poskytnout licenci k jejímu využití mohou jen se souhlasem VŠB – TUO, která je oprávněna v takovém případě ode mne požadovat přiměřený příspěvek na úhradu nákladů, které byly VŠB – TUO na vytvoření díla vynaloženy (až do jejich skutečné výše).
- Beru na vědomí, že odevzdáním své práce souhlasím se zveřejněním své práce. podle zákona č. 111/1998 Sb., o vysokých školách a o změně a doplnění dalších zákonů (zákon o vysokých školách), ve znění pozdějších předpisů, bez ohledu na výsledek její obhajoby
- Zároveň se na dílo vztahuje zákon č. 121/2000 Sb. – autorský zákon a využití díla ke komerčním účelům bez písemného souhlasu autora se považuje za porušení tohoto zákona.

V Ostravě.....

.....

Sanjar Khusenov

## **Poděkování**

Na tomto místě bych chtěl zejména poděkovat svému vedoucímu diplomové práce doc. Ing. Milan Mikoláš, Ph.D za jeho podporu a mnoho cenných rad při vedení diplomové práce. Dále děkuji všem kolektivu Institut hornického inženýrství a bezpečnosti.

Bc. Sanjar Khusenov

## **ANOTACE DIPLOMOVÉ PRÁCE**

Cílem práce je vývoj vědeckých a technických základech výbušné rozpojení různě odolných hornin v masivu. Stanovení závislostí změny koeficient odhozu výbuchem vrtných náloží z technologických parametrů vrtných trhacích práce a vývoj na jejích základě efektivních parametrů. Práce provedena s použitím komplexní metody výzkumu, která zahrnuje teoretické zobecnění, experimentálních studií v průmyslovém prostředí.

**Klíčová slova:** pohyb, různě odolné horniny, koeficient odhozu, úhel sklonu vrtů, iniciace.

## **ABSTRACT**

The purpose of this paper is to develop a scientific and technical basis for explosive blasting of rocks with different strength. Determination of dependency ratio in changes of the ejection coefficient for blasting of deep-hole charge of explosive elements from technical parameters of drilling and blasting operations and the development of effective parameters on this basis. The work is conducted with the use of complex research method including theoretical framework and experimental research in industrial environment

**Key words:** moving, different strongly compacted rocks, factor of dump, corner of an inclination of boreholes, initiation.

## Zadání diplomové práce

Student: **Bc. Sanjar Khusenov**

Studijní program: N2111 Hornictví

Studijní obor: 2101T008 Hornické inženýrství

Téma: **Způsob rozpojování různě odolných hornin v masivu pomocí trhacích prací**  
**The method for breaking variously resistant rocks in the massif by blasting**

Zásady pro vypracování:

Úvod

1. Popis různých hornin pro rozpojování pomocí trhacích prací
2. Možné způsoby rozpojování hornin pomocí trhacích prací
3. Současný stav rozpojování hornin pomocí trhacích prací na vybraných lokalitách a porovnání používaných resp. navrhovaných způsobů použití trhacích prací
4. Technicko-ekonomické zhodnocení různých způsobů rozpojování hornin

Závěr

Rozsah práce: 30 – 35 stran textu, 5 – 10 grafických příloh.

Seznam doporučené odborné literatury:

DOJČÁR, O., HORKÝ, J., KOŘÍNEK, R.: *Trhacia technika*. Ostrava, Montanex, 1996, 421 s. ISBN 80-85780-96-0.

Zákon ČNR č. 61/1988 Sb., o hornické činnosti, výbušninách a o státní báňské správě, ve znění pozdějších předpisů.

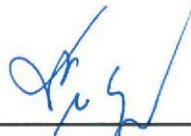
Vyhláška ČBÚ č. 72/1988 Sb., o používání výbušnin, ve znění pozdějších předpisů.

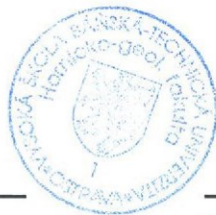
Formální náležitosti a rozsah diplomové práce stanoví pokyny pro vypracování zveřejněné na webových stránkách fakulty.


Vedoucí diplomové práce: **doc. Ing. Milan Mikoláš, Ph.D.**

Datum zadání: 31.10.2013

Datum odevzdání: 30.04.2014

  
prof. Ing. Pavel Prokop, CSc.  
vedoucí institutu



  
prof. Ing. Vladimír Slivka, CSc., dr.h.c.  
děkan fakulty

## OBSAH

<b>ÚVOD.....</b>	<b>1</b>
<b>1. Popis různých hornin pro rozpojování pomocí trhacích prací.....</b>	<b>3</b>
<b>2. Možné způsoby rozpojování hornin pomocí trhacích prací.....</b>	<b>7</b>
<b>3. Současný stav rozpojování hornin pomocí trhacích prací na vybraných lokalitách a porovnání používaných resp. Navrhovaných způsobů použití trhacích prací.....</b>	<b>12</b>
3.1.Způsob a metoda výbušné přemístění skrývkových hornin.....	12
3.2.Analýza postupů řízení přemístění různě odolných hornin výbuchem vyvrtných poplatky výbušnin.....	16
3.3.Rozvoj plynové dutiny náloží na odhoz.....	25
3.4.Vývoj způsobu rozpojení různě odolných hornin roznětem náloží na odhoz.....	26
<b>4.Technicko-ekonomické zhodnocení různých způsobů rozpojování hornin.....</b>	<b>34</b>
<b>Závěr.....</b>	<b>38</b>
<b>SEZNAM POUŽITÉ LITERATURY.....</b>	<b>39</b>
<b>SEZNAM POUŽITÝCH TABULEK.....</b>	<b>41</b>
<b>SEZNAM POUŽITÝCH OBRÁZKŮ.....</b>	<b>42</b>
<b>PŘÍLOHY.....</b>	<b>43</b>



## **SEZNAM POUŽITÉHO OZNAČENÍ, ZKRATEK**

V-JV	Východ – Jiho-východ
n/ú	není údaje
$K_{odh}$	Koeficient odhozu
NSI	ne elektrické systém iniciace
LNO	linie nejmeščího odporu
ZŠ	zápalna šňůra
VTP	vrtací trhací práce
ms	milisekunda

## **Úvod**

Vývoj ekonomiky Uzbekistánu jako rozvoj mladé rozvojové země je do značné míry určen a závislý na objemu těžby a zpracování nerostných surovin. Je známo, že vývoj povrchového dobývání suroviny je doprovázen nárůstem koncentrace výroby, zvýšení prostorových rozměrů lomu, vzdálenosti i tedy náklady na těžbu a dopravu horninového masivu. Jedním z nejvíce energeticky náročných procesů těžby nerostných surovin je výbušné rozpojení masivu, které do značné míry určuje účinnost a náklady na těžbu. Od kvality explozivní přípravy a realizace závisí výsledky prací celého technologického komplexu. Vrtání hornin je obtížné a závisí struktury ložisek, které se vyznačují různorodostí fyzikálně-mechanických vlastností, přítomnost intenzivní štěpení, shlukování, silné mezivrstvy. Masiv různě odolných hornin se od sebe liší v odolnosti a akustické tuhosti, v souvislosti s tím při exploze vrtných poplatků výbušnin hlavní část energie výbuchu se ztratí na těsnění měkkých hornin, a pouze malá část energie se spotřebuje přímo na uvolnění tvrdé mezivrstev. Snížení nákladů na rozpojení a přemístění hornin je jedním z hlavních pro povrchové těžby. V těchto podmínkách technický pokrok vyžaduje zásadní změnu technologických schémat těžby, především použití bez dopravního systému (kontinuální technologie). Řešení tohoto problému může být dosaženo snížením podílu nakládání a přepravy masivu za využitím moderní technologie povrchové těžby založené na zásadně novém přístupu k trhacím pracím.

Při provádění známých metod používání trhací práce masivu různě odolných hornin není zajištěno rovnoměrné rozpojení tvrdých mezivrstev, což vede ke zhoršení kvality přípravy horninového masivu a zvýšením nákladů na nakládací práce. Při studiu různých procesů explozivní destrukci masivu různě odolných hornin obtížné strukturálních ložisek s použitím vrtných prací a poplatků výbušniny je třeba zvláštní pozornost věnovat objevování fyzikálních vlastností jejich zničení v závislosti na konkrétní strukturální a pevnostní vlastnosti masivu na které se provádí trhací práce.

To znamená, že rozpojování různě odolných hornin v obtížné strukturálních ložiskách s použitím náloží trhavin je třeba zvláštní pozornost věnovat na průměru vrtů, síť a umístění vrtů, vlastností horninového masivu, konstrukce a typ výbušnin, a včetně vlastností použitých průmyslových trhavin. Při tomto, pro dosažení pozitivního efektu zvýšením vlastností výbušnin pro nasycení masivu, zvýšením měrnou spotřebu trhavin 1,5 až 2 krát.

Otázce výbušný pohybu přemístění masivu různě odolných hornin na použití výbušnin o použití v tuzemské i zahraniční odborné literatuře se nevztahuje.

Chybí zákonitosti změny koeficientů výkonnostních parametrů použití výbušnin u různě odolných hornin závisle od měrné spotřeby, úhel sklonu vrtů, šířka lomové stěny, výška lomové stěny a mocnost tvrdých mezivrstev.

Práce probíhala v souladu s tematickým plánem státní vědecko-technické programy Státního výboru pro koordinaci a rozvoj vědy a technologií při Kabinetu Republiky Uzbekistán na téma 5-033- „Vývoj metod pro řízení rozpojování různě odolných hornin energií výbuchu za použitých výbušnin “

**Cíl práce** spočívá v rozpojení různě odolných hornin trhacími prací vrtných nábojů zvýšením účinnosti výbuchu na základě přerozdělení energie nasycení výbušného stupně a změna charakteru interakce výbuchu za účelem, získat určitou míru fragmentace.

**Metody výzkumu.** Práce byly provedeny s použitím integrované metody výzkumu, včetně teoretického zobecnění, srovnání experimentálních výzkum v průmyslových podmínkách s využitím matematického modelování a matematické statistiky s korelační analýzou.

### **Základní požadavky na rozpojení vlivem trhacích prací.**

1. Vzdálenost odhozu různě odolných hornin rozpojených vrtnými náložemi na odhoz závisí na počáteční rychlosti a úhlu odhozu, měrné teplo výbuchu, mřížky umístění náloží, a také součinitel čelního odporu vzduchu.
2. Maximální účinek odhozu různě odolných hornin rozpojovaných náložemi trhavin odhaduje koeficientem odhozu a parametrů rozvalu, které se liší v závislosti na měrné spotřebě trhavin, úhel sklonu vrtů, šířka výrubu, výška ústupu a mocnost pevných mezivrstev.
3. Řízení rozpojení a odhoz různě odolných hornin, které jsou v horní části etáží se provádí odstřelem s použitím dalších zkrácených vrtných náloží, za účelem diferencovaného působení energie výbuchu na masív, stejně jako přerozdělení energie nasycení v masívu.

### **Vědecký a praktický význam dosažených výsledků výzkumem:**

- Na základě studie zákonů dynamiky plynů, při trhacích pracích byl vyvinut matematický model působení vrtných náloží trhavin na odhoz, na jehož základě jsou definovány kinematické parametry expanze průtoku různě odolných hornin;
- Určená zobecnění závislosti koeficient odhozu různě odolných hornin na vydobytého prostoru od měrné spotřeby trhavin, úhel sklonu vrtů, šířka záběru, výška lomové stěny a mocnosti pevných mezivrstev, na jehož základě je vytvořen jeho vzorec inženýrského výpočtu;
- Je navržen a experimentálně ověřen způsob plánování směrové odstřelu za náložemi na odhoz přímo na vnitřní výsypky u různě odolných hornin, které poskytují snížení nákladů na výkopových a nakládacích práce a dopravy;
- Navržena a experimentálně ověřena metodika stanovení koeficientu odhozu při použití různě odolných hornin náloží v průmyslovém prostředí.

## **1. Popis různých hornin pro rozpojování pomocí trhacích prací**

### Charakteristika oblasti výzkumu

Okres Džeroj - Sardarinská naleziště fosforitů, se nachází v centrální části Kyzylkumského revíru a zaujímá více než 80% území Navoiského oblasti Republiky Uzbekistán. Celková plocha více než 2500 km<sup>2</sup>.

Reliéf ložiska je mírně kopcovitý s nadmořskou výškou 200-310 m. Povrchové vody v oblasti ložiska se nevyskytují. Průměrné roční srážky 119,8 mm. Klima je ostře kontinentální.

Inženýrsko-geologické podmínky území Taškura Džeroj-Sardarinského revíru jsou standardní. Struktura hornin, obvodových fosforitové vrstvy malé mocnosti z inženýrsko-geologické charakteristiky jsou velmi poměrně homogenní a hlavní tektonické poruchy v rámci území Taškura se nevyskytují. Identifikovány dva systémy mělké rozlamování: sub vertikál s uhly dopadu trhlin 80-90° a šikmá s poklesem puklin pod 45-50°.

V fosforitní mocnosti v oblasti Taškura zjištěno dostupnost 6 fosforitových slojí. Vrstvy leží vodorovně padající pod úhlem 3-5° na V-JV a jen v okrajových částech dutiny a poblíž tektonických poruch pokles vrstev zvyšuje na 10-15°.

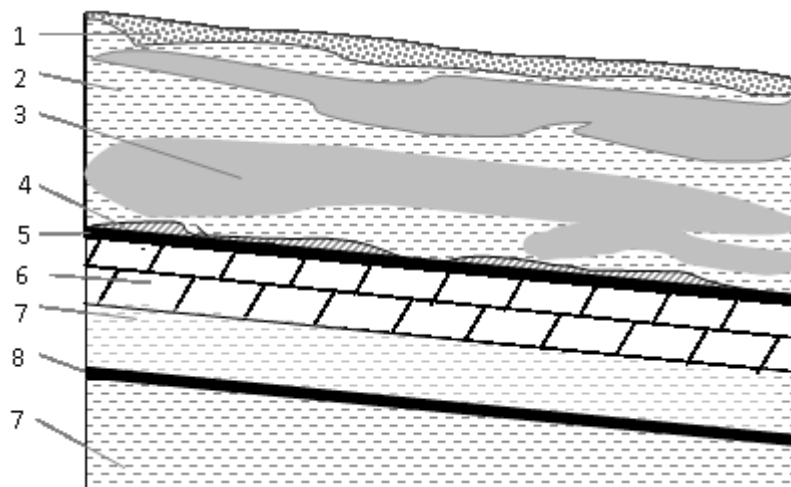
Průmyslový význam mají pouze první a druhý sloje.

S inženýrsko-technologických pozic na naleziště vystupují čtyři skupiny hornin, fyzikálně-mechanické vlastnosti, které jsou uvedeny (v tabulce. 1) a řez naleziště na (obr. 1)

**Bc. Sanjar Khusenov: Způsob rozpojování různě odolných hornin v masivu pomocí trhacích prací**  
**Tabulka. 1 Fyzikálně-mechanické údaje pro hornin Džeroj-Sardarinského ložiska fosforitů.**

Skupina hornin	Název horniny	Údaje								
		Mocnost, m	Objemová hmotnost, gr*cm <sup>-3</sup>	Porovitos, %	Mez pevnosti v tlaku, MPa	Úhel vnitř. tření, stupeň	Měrný tlak, MPa	Vlhkost, %	Koeficient uvolnění	Koeficient pevnost . prof M. Protodjakonova
I	Neproduktivní vrstva: písek, písčitá hlína, jíl hlína	2,5-22,0	1,36-1,96	39,0	0,6- 4,9	n/ú <sup>*)</sup>	n/ú <sup>*)</sup>	2,8	1,1	do 0,5
	hustá sádrové jíl a hustá vápenaté jíl	0,35-8,25	1,85	31,0	1,4-22,1	37- 45	0,2-0,4	15,6	1,29	0,14 -2,2
II	Produktivní vrstva: fosforitů	0,63-0,66	2,02-2,09	13,9	38,9-49,4	n/ú <sup>*)</sup>	n/ú <sup>*)</sup>	2,5-5,4	1,42	3-5
III	mezivrstvé slíny	8-12	1,64 -2,0	31,9	20,0-44,3	35-50	3,6-10,2	6,59	n/ú <sup>*)</sup>	2,0-4,5
IV	Produktivní vrstva: jíl, slín, pískovce	n/ú <sup>*)</sup>	1,42-1,89	23,8-45,6	5,1-27,1	25-50	1,8-5,2	n/ú <sup>*)</sup>	n/ú <sup>*)</sup>	0,5-3,0

**Poznámka: n/ú<sup>\*)</sup>-není údaje; modul štěpení hornin je 0,2-0,9 ,v průměru -0,5**



**Obrázek 1: Schematický řez Džeroj-Sardarinského ložiska**

1- písek 5- první fosfoplast

2- hlina, 6-slín

3- silné začlenění, 7-slín jílový

4 - vápenaté slín 8-druhá fosfoplast

Průměrná mocnost I a II fosforitových slojí je, respektive 0,63 a 0,66 m. Skryvkové horniny se dělí na vnější a vnitřní. Vnější nadloží se nachází nad první fosforitovou vrstvou. Jejich mocnost se pohybuje od 5 do 50 m (většinou 12-20 m). Jsou uvedeny shora dolů s výskytem sprašové hlíny, mezivrstvou s písku a štěrkové směsi, hlínou a vápencovou hlínou a slídou. Poslední vrstva se nachází přímo nad první vrstvou, jejich mocnost 0 - 4 m, průměr 2 m, koeficient pevnosti až 3.

Předběžný průzkum ložiska ukázaly, že mezi kvartérní sedimenty vnější výsypky vyskytují silné mezivrstvy, tmelené sádrou a uhličitany s poměrem pevnosti až 4 a dokonce i více a mezi jíly – hustě osídlených oblastech a sycené jíly pevnost zvýšena na 3. K vnitřní výsypce zařazen poloskalné slíny, které leží mezi prvním a druhým fosforitými slojí. Ty se vyznačují vyšším koeficientem pevnosti, dosahuje hodnot 4-5. Mocnost slínu se pohybuje v rozmezí 8-9 až 15 m s průměrem 10,2 m.

Je třeba také poznamenat, že výsledky vrtané a vyhodnocené 18 strukturálních vrtů provedených inženýrsko-geologickým průzkumem hodnocením horniny, dochází přímo v kontaktu s tvorbou překrývajících se vrstev fosforitů. V důsledku definována hranice a složení horniny nadložních a podkladových vrstev obvodových sloje fosforitů.

Štěrk- husté, tmelené vápenaté cementem, středné a hrubozrnné horniny věku pleistocénu pokrývají celou plochu ložiska. Mocnost štěrku 2-10,2 metrů, průměr -3,5 m. Od povrchu do hloubky 0,5-0,6 m zvětralé horniny, volné, níže jsou husté, slinutého různých hornin.

Hlíny bentonitové zeleno šedé, lány hnědé. Věk hlíny a fosforitů- střední Paleogene; do hloubky 8-10 m hlíny obsahuje četné puklin, hnízda a žilkování sádry- typu supergenové.

Slínovce- husté zvětralé šedé horniny s nazelenalým a nažloutlý odstín. Hranice mezi vrstvou fosforitů a slínovců jsou často nejasné. Zrnitý fosforit v centrální části sloje, níže po mocnosti přichází v slínovcové fosforitu a dále v slínovec.

Taky, štěrky téměř všeobecně pokrývají celý řez ložiska, stanoví ve vrstvách v závislosti na svahu, na jílů prvních a druhých vrstev fosforitů. Výjimkou tvoří velké svahy, moderní eroze, kde štěrky zcela nebo částečně erudované.

Obecně lze říci, že analýzy důlně-geologických podmínek ložiska Taškura umožňuje učinit následující závěry:

Ložisko má složitou konfiguraci a je zastoupena ploché uložené dvěma malými mocnostmi slojí (do 5<sup>0</sup>), které mají průmyslovou hodnotu.

Plochý pokles vrstev způsobuje zvýšení výkonu nadloží 5-40 metrů a více.

Skrývková tloušťka představena původu sedimentárních hornin s širokou škálou změny fyzikálně-mechanických vlastností, a v uvolněných sedimentech tvoří dostupnost skalních mezivrstev. Silné zařazení se nacházejí v horní části vrstvy nadloží, mají rozšířené šíření a jsou pokryty tenkou vrstvou písku.

Rozmanitost fyzikálně-mechanických vlastností horninového nadloží podmiňuje principiální možnost použití techniky, jako cyklické a kontinuální činnosti.

## 2. Možné způsoby rozpojování hornin pomocí trhacích prací

Autorem [ 10 ] bylo proveden průmyslový průzkum v lomu Taškura Džeroj-Sardarinského nalezišti fosforitů, byly provedeny experimentální průmyslové odstřely u masívu různě odolných hornin, ve dvou způsobu drcení- základní a vyvinuté. Vrtání vrtů se provedlo vrtnou soupravou SBŠ-250MN №96.

V prvním způsobu základnová stanice na vrtu byly vyvrtány do různě odolných horninách: horní pevné mezivrstev štěrk (do hloubky 6 m) a na dno vrtu v hlíněné vrstvy (hloubka 2 m). Hloubka vrtu je 8 m. Konstrukce nálože byla přijata táhlou náloží s adjustací mezi produkční rozbuškou.

Při druhém způsobu vrty byly vyvrtány v kontinuálních pevných mezivrstev- štěrk mocnosti 9 m. Ve vrstvě štěrku byla ponechána mezera v délce 1 m, přičemž hloubka vrtu činil 8 m. Konstrukce roznětu za druhé části bylo přijato kontinuální sloupcové s proti sobe (horní a dolní) zahájení dvěma průběžnými rozbuškami.

Pro nabíjení obou lokalit byla použita vysoce výkonná výbušná trhavina typu Igdanit. Hmotnost základního parametru (igdanitu) pro každý vývrt 295 kg. Pro roznět byly použity rozbušky z střední odolnosti a výbušniny Nobelit 216Z o průměru 70mm a hmotnost 2kg. Odstřel vrtných náloží bylo provedena pomocí neelektrického roznětu systému SINV.



**Obrázek 2: Experimentální prostor lomu pro průmyslové testování vyvinuté metody rozpojení.**



Parametry trhacích prací ve dvou zkušných prostorech jsou uvedeny (v tabulce 2).

Hlavními faktory, které určují výsledky výbuchu, byli granulometrický složení, rozpojené horniny a výskyt nadrozměrných skal. Výsledky průmyslové exploze při použití základního a upraveného způsobů rozpojení horninového masivu uvedeno na (obr. 3 a 4).

Po každém výbuchu během přepravy byla analyzována granulometrická složení rozpojeného horninového masivu. Srovnávací údaje rozdělení granulometrického složení při základní a upravený způsobech drcení různě odolných hornin jsou uvedeny (v tabulce.3) a na (obr.5)

**Tabulka 2: Parametry vrtacích a trhacích prací experimentálních pozemků.**

Parametry vrtacích a trhacích práce	Základní způsob	Upravený způsob
Počet vrtu, ks	64	64
Hloubka vrtu, m	8	8
Průměr vrtu, mm	250	250
Hmotnost výbušniny(igdanit) ve vrtě, kg	295	295
Počet střední rozbušky (nobelit-216Z) ve vrtu, ks	1	2
Délka nabíjení, m	6,4	6,4
Délka usypávky, m	1,6	1,6
Konstrukce poplatku	Plná sloupcové	Plná sloupcové
Roznět	Na dně vývrtu	Na dně a u vrchu vývrtu

Srovnávací údaje rozdělení granulometrického složení při základním a upraveném způsobech rozpojení různě odolných hornin.

**Tabulka 3 : Granulometrické složení při základní a upravený způsobech rozpojení**

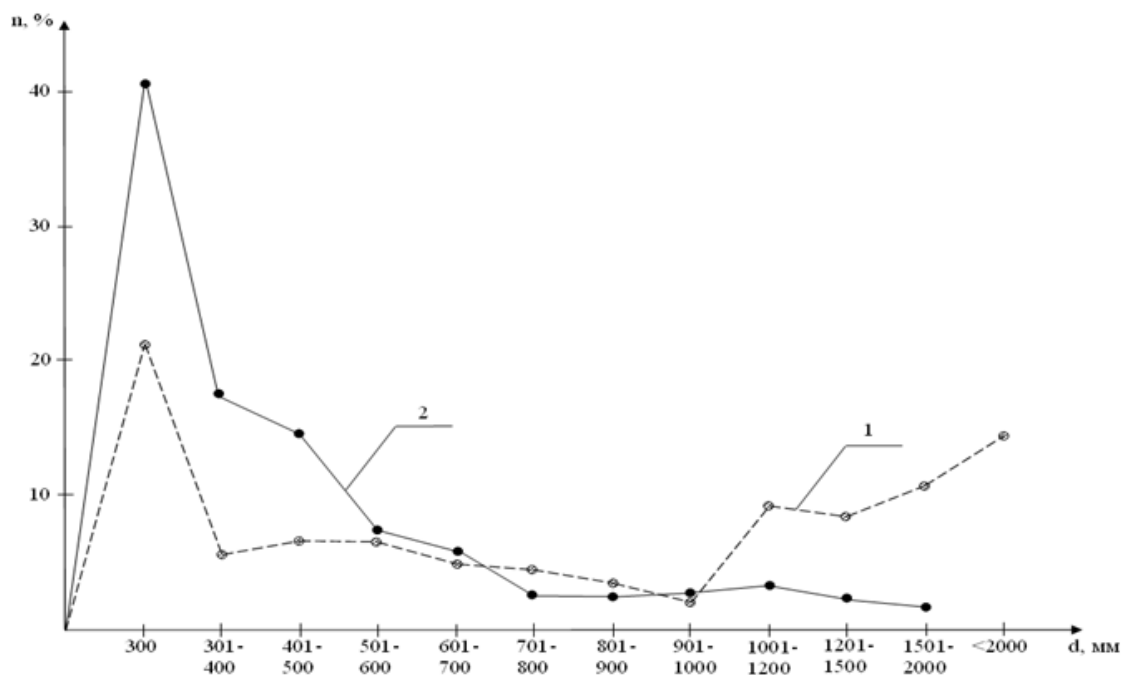
Lineární velikost frakcí, d, mm	Obsah frakcí v závislosti na způsobu drcení, n, %	
	základní	vyvinutý
0-300	20,9	40,1
301-400	6,2	17,1
401-500	7,0	14,9
501-600	6,9	7,1
601-700	4,9	5,3
701-800	4,2	2,5
801-900	3,1	2,8
901-1000	1,6	1,9
1001-1200	9,8	3,1
1201-1500	9,1	2,8
1501-2000	10,4	2,1
více +2000	15,2	—



**Obrázek 3: Fragmentace po základním způsobu**



**Obrázek 4: Fragmentace po upraveném způsobu**



**Obrázek 5: Rozdělení frakcí granulometrického složení při základní (1) a upraveným (2) způsobu rozpojení různě odolných hornin**

Analýza granulometrického složení ukázala, že upravený způsob ve srovnání se základním průměrná velikost kusu snížil o 28% a počet nadrozměrné kusy – na 67 %. Tímto způsobem provedené experimentální průmyslové testy ukázaly, že v upraveném způsobem je dosaženo rovnoměrné rozdělení různě odolných hornin.

### 3. Současný stav rozpojování hornin pomocí trhacích prací na vybraných lokalitách a porovnání používaných resp. Navrhovaných způsobů použití trhacích prací

#### 3.1. Způsob a metoda výbušné přemístění skrývkových hornin.

V posledních letech se v praxi hornických podniků několika cizích zemí výbušnému rozpojování nadložních hornin v wydobytého prostoru lomu přikládán zvláštní význam. Pokud dříve se výbuchy na odhoz byly počítány na některých menších uhelných dolů a umožnily nepravidelný charakter a nebyly nedílnou součástí jednotného technologického procesu. V současné době je pomocí trhacích prací rozpojení nadloží se stává nedílnou součástí jednotného technologického procesu pro skrývkové práce a samotný dobývání těžebních podniků.

Autorem práce [1] je navržen způsob rozpojování hornin při lomové těžbě nerostných surovin, který zahrnuje čtyři technologické schéma odstřelu, které zahrnují použití:

- doplňkových řada zkrácených řad odstřelů;
- paralelní sblížení vrtů;
- párové sblížení prvních čtyř řad vrtů;
- vhodného časování.

První technologické schéma má délka vrtů první a druhé dodatečných řad tvořili  $\frac{2}{3}$  a  $\frac{1}{2}$  délky základních řad, respektive, hmotnost nálože prvním dodatečného řady přijatá 50% pro druhý -35 až 40% hmotnosti trhavin ve vrtech základních poplatků. Iniciace nálože první dodatečné řady byla provedena současně s první hlavním, druhého dodatečného – s druhým hlavním.

Podle druhé technologické schéma se plánuje posílení reakce výbuchu vrtních náloží v pate etáže, při tomto druhý vrt byl umístění na vzdálenosti od první 2-3 metry, hmotnost náloží je to 0,2 až 0,3 hmotnosti nálože hlavního vrtu. Iniciace náloží u obou vrtů první řady provedeno současně.

Na třetím technologickém schématu druhá řada vrtů blíž k prvnímu, a čtvrtá k třetímu na poloviční vzdálenost mezi řadami. Při této konstrukci, hmotnost náloží a způsob jejich iniciace zůstaly podobné základní technologie.

Podle čtvrté technologické schéma se předpokládá oslabení pevnosti horského masivu v pate etáže, na němž převážná část pole může být více snadno přesunuta do wydobytého prostoru. Při pokusech náloží ve vrtech prvních dvou řad se podílel na části. Spodní část náloží ve vrtech první série byla 20-30% celkové hmoty, náloží ve vrtech, druhé řady -30-40%. Horní a dolní části náloží oddělena mezerami z inertních materiálů o délce 2-2,5 m, Spodní část náloží explodovala dříve, než vrchní o 20 ms. Při tomto horní nálož z první řady a dolní nálož druhé řady explodovala současně.

Průmyslová kontrola navržených technologických systémů odstřelů s modifikovaným energie nasycení masivu byly provedeny při výšce ústupu od 10 do 40 m, šířce záběru 25 až 67 m a průměrné měrné spotřeby výbušnin na blok 0,28-0,85 kg\*m<sup>-3</sup>. Jako hlavní výbušninou se používala igdanit. „Grammonite“ a „ammonit“ №6JV se používalo jako meziproductní rozbuška. Zahájení odstřelů provádí řádsko-paralelní sráz svahu. Průmyslové experimenty ukázaly, že první dvě technologické schémata odstřelu umožní značný nárůst koeficient odhozu, ve srovnání s existujícími odstřely. S průmyslovém výzkumem také zjištěno, že závislost výše nákladů na přípravu 1t uhlí z parametrů skrývkového porubu povolena na jejich minimální hodnotu nastavit optimální hodnotu koeficientu odhoz hornin v dobývaný prostor hodnoty které jsou v tab. 4.

**Tabulka 4: Optimální hodnoty koeficient odhozu**

Optimalizovaná data	Výška řezů, m	Šířka záběru, m		
		30	40	50
Koeficient odhozu	10	0,13	0,10	–
	10	0,16	0,12	–
	20	0,25	0,18	0,14
	20	0,30	0,22	0,17
	30	0,39	0,26	0,19
	30	0,47	0,31	0,23

Podle tabulky 4 je zvýšený koeficient odhozu dosaženo zvýšením výšky stěny 10 až 30 m a šířce záběru se snižuje 50 až 30m.

Známy systém šikmých vrtných náloží [2], včetně vrtání vrtů, nabití výbušninami a dále její ucpávkou a krátké zpoždění časování, poskytující rozpojení a přemístění skalních hornin. Hlavní nevýhodou tohoto systému odstřelů je to, že při odstřelu různě odolného masívu je nízký koeficient odhozu a zvýšení výnosu nadměrné velikosti v horní části řezu, stejně jako otázky výbušného rozpojení různě odolných hornin, které ve vědecké literatuře nejsou zahrnuty.

Autorem práce [3] byly vyvinuty způsoby, jak se zabezpečit posun skrývkových hornin výbuchem na odhoz a předběžné zkoušky schéma odstřelu v polygonových podmínkách s použitím pomocných vrtních náloží [4]. Ke snížení škodlivých účinků výbuchu v masivu a dalších řezu poslední řady vrtů v každém bloku se vrtalo přes 0.5 m a náloží je 0.75 kg. Parametry simulačním modelu a experimentální výbuchy jsou uvedeny v tabulce. 5 .

**Tabulka 5: Parametry modelové a experimentální výbuchy.**

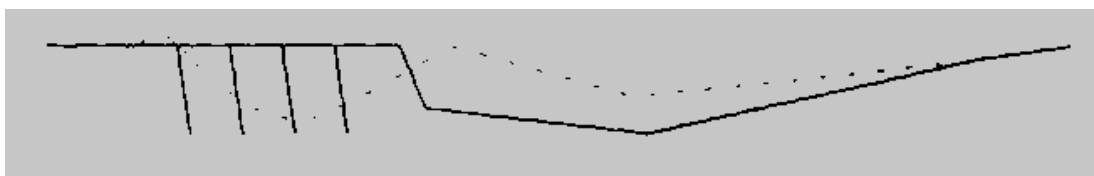
Parametry	Typické výbuchy	Experimentální výbuch
Počet řad vrtů	3	2
Počet vrtů v řadě	<u>10</u> 20	<u>20</u> 20
Vzdálenost mezi vrty, m	<u>1,0</u> 0,5	<u>0,5</u> 0,5
Vzdálenost mezi řadami, m	<u>1,0</u> 1,2	1,6
Délka náboje, m	1,0	1,0
Délka otvoru, m	1,5	1,5
Hmotnost na jedno nabití, kg	1,0	1,0
Úhel sklonu otvoru, grad	75	75
Specifická spotřeba (aktuální), kg m <sup>-3</sup>	0,65	0,61
LNS, m	1,40	2,00
Délka rozchodu, m	8,0	12,40

Poznámka. Údaje jmenovateli jsou uvedeny k poslední řady odstřelu.

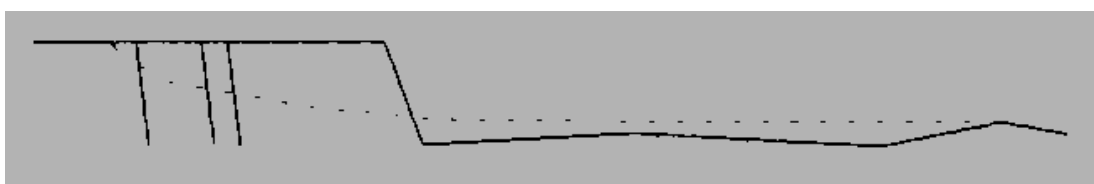
Tabulka 4 ukazuje, že koncentrace výbušné energie v jedné a racionálního rozdělení odstřelů na 50% zvýšení rozsahu rozšíření s mírným snížením měrné spotřeby výbušnin a výraznému zlepšení ve stupni fragmentace. Zvýšením počtu řad v typickém výbuchu až do čtyř a v experimentálním až do tři a specifická spotřeba výbušnin 0.9 a 0.82 kg/m<sup>3</sup>, resp, rozsah expanze se zvýšila o 70%.

Forma výtrže při výbuchu na tradiční schéma odstřelu a s využitím systému pro ploché odstřely je uveden na obr. 6, z níž je vidět nejen zvýšení rozsahu rozšíření, ale i rovnoměrné rozložení hornin na výšku rozvalu. Přechod od kupolo obrazného forma rozchodu při výbuchu na tradiční technologii tvořit prodlouženou plošší tvar rozvalu je znakem při exploze na nových technologií.

a)



b)



**Obrázek 6: Profily rozchodu při různých schématech odstřelu.**

a) tradiční b) experimentální.

Zkušební schéma odstřelu s využitím systému plošných odstřelů umožnily zjistit, že to dává možnost:

- zvýšit rozsah přemístění rozpojení horninového masivu se zvýšením masové rychlosti hornin;
- změnit profil zhroucení, snížení jeho výšky a zvýšení šířku, díky čemuž umožňuje příznivější podmínky pro pohyb hornin z odstřelu druhé řadě;
- zajistit rovnoměrné rozložení (rozpojované) horniny na šířku zhroucení, zabraňuje tvorbě shluků nadrozměrných kusů skály na úpatí etáže;
- spravovat profil rozpadu prostřednictvím optimální pro volbu vzdálenosti od okraje etáže do první řady vrtů.



Hlavní kvalitativní rozdíl navrhované schéma odstřelu je v možnosti praktické regulace profilu rozpadu změnou parametrů uspořádání řad plochých poplatků a schéma jejich zahájení.

V důsledku výzkumu zjištěno, že zvýšení koeficientu odhozu bude dosaženo při: při zvýšení výšky etáže od 10 do 30 m a snižování šířky záběru od 50 do 30 m, použití paralelně sousedících vývrtů a další vývrty zkrácené řádky, používání systému plošných odstřelů. A jak se ukázalo, že ovládat profil rozpadu při pohybu lze změnou parametrů uspořádání řad plošných odstřelů a schéma jejich zahájení. Hlavní nevýhodou těchto metod je, že odstřel různě odolného masívu nízký koeficient vypouštění a výnosu nadměrných hornin v horní části římsy.

To znamená, že stávající metody analýzy bylo zjištěno, že výbušné posunu:

1. Otázky výbušné přemístění různě odolných hornin v odborné literatuře není osvětlená;
2. Spravovat profil rozpadu lze změnou parametrů VTP a schéma jejich zahájení;

Hlavní jejich nevýhodou je, že při odstřelu různě odolného masívu nízkým koeficientem vypouštění.

### **3.2. Analýza postupů řízení přemístění různě odolných hornin výbuchem vyvrtaných výbušnin.**

Praxe vedení trhacích prací [ 5 ] ukazuje, že při odstřelu etáže s výškou 18-20 m s vertikálními navrtanými náložemi trhavin, odhoz hornin se pohybuje v závislosti na druhu horniny v rozmezí 0,2-0,35 do objemu celkového odstřeľovaného záběru, a při odstřelu šikmo vyvrtaných náložích trhavin dosahuje 0,5. Studie [ 5 ], ukazují, že hodnota odhozu je možné ovládat: s použitím různých systému odstřelu; vzhledem ke změně měrné spotřeby výbušnin a použití aplikace šikmých vrtů. Analýza těchto metod se ukazuje, že nejvíce efektivně použít šikmé vrty, a měkkých horninách a horniny, střední pevnost, při vrtání a zachování vrtu obtížné, účinný způsob řízení odhozu je zvýšit až na určité ekonomicky proveditelnost měrné spotřeby výbušnin. Výzkumem stanoveny hodnoty koeficientu odhoz hornin ve vydobytém prostoru v závislosti na měrné spotřeby výbušnin a výška skrývkového ústupu, absolutní hodnoty jsou uvedeny v tabulce 6

Hodnoty koeficient odhozu v závislosti na měrné spotřeby výbušnin a výška ústupu.

**Tabulka 6: Parametry modelové a experimentální výbuchy.**

Měrna spotřeba výbušnin, $\text{kgm}^{-3}$	Koeficient odhozu v závislosti na výška ústupu			
	20 m	25 m	30 m	35 m
0,30	0,39	0,41	0,46	0,51
0,40	0,42	0,45	0,51	0,56
0,50	0,46	0,51	0,56	0,62
0,60	0,51	0,56	0,62	0,67

Tabulka 6 tady ukazuje, že nárůst měrné spotřeby výbušnin  $0,3\text{--}0,6 \text{ kgm}^{-3}$  zvyšuje koeficient odhozu na 10-16%, díky které se tudíž objem prací respektive snižují na objemu nadloží ve vydobytém prostoru.

Výzkum také zjistil, že zvýšení hodnoty odhoz hornin což má vliv na jedné straně pozitivní, na provozu rypadla, na druhé straně způsobuje zvýšení nákladů na trhací práce zvýšením měrné spotřeby výbušnin. Proto výběr optimálního toku výbušnin, je nutné provádět na základě srovnání výše nákladů na trhací práce a na objemu při různých hodnotách měrné spotřeby výbušnin.

Autoři práce [ 6 ] je navržen způsob ovládání objem u přemístění hornin výbuchem na odhoz. To vyžaduje zvýšení počtu výbušniny v první řadě vývrtnu a upustit od použití diagonální schéma výbuchu. Průzkumy zjistily, že ovládání objemu přemístění hornin je zajištěna při řadách s klínovým schématem krátké zpožděného výbuchu se zpožděním 35 až 50 ms. Ve všech následujících řadách při tahací práce na odhoz spotřeba trhaviny zůstala, stejně jako u trhací práce rozvalu hornin ve výši  $0,65 \text{ kgm}^{-3}$ . Konzistentní výsledky při dosahování maximální koeficient odhozu hornin byly získány při spotřebě trhavin na blok –  $0,74 \text{ kgm}^{-3}$ .

Experimentální studie provedené autorem [ 7 ] nám umožnilo stanovit koeficient odhozu hornin výbuchem ve vydobytém prostoru, v závislosti na měrné spotřeby výbušnin na úhel sklonu vrtů, výškou etáže a šířkou záběru. Získané závislost koeficient odhozu od měrné spotřeby výbušnin ukazují, že koeficient odhozu výrazně zvyšuje s růstem měrnou spotřebu výbušnin: její nárůst od  $0,5$  do  $1,5 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$  umožňuje zvýšit koeficient odhozu 1,7 - 2,8 krát. Charakter závislosti ukazuje, že hodnoty měrné spotřeby výbušnin v přebytku 1,0 až 1,2

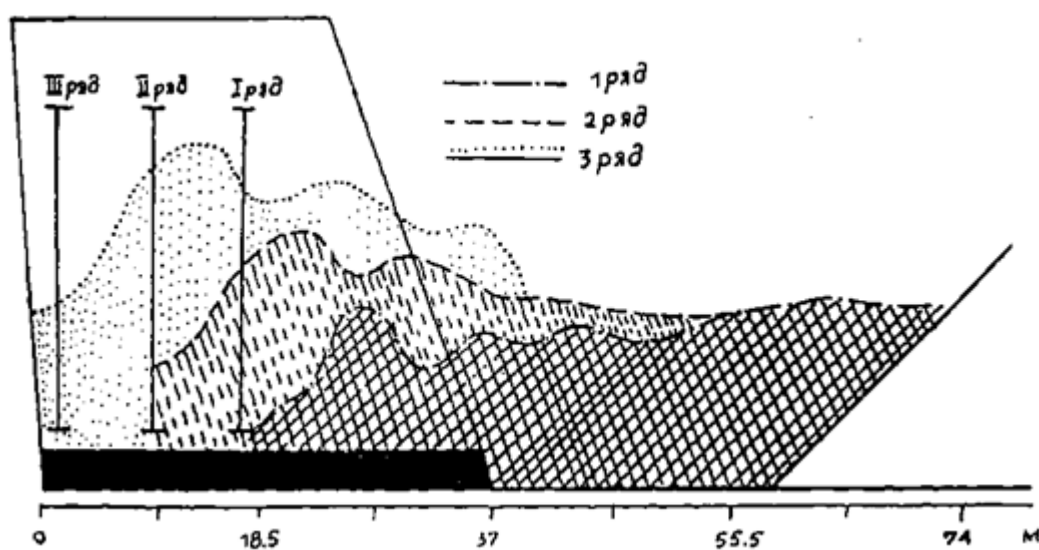
intenzitu přírůstků koeficient odhozu snižuje, což obecně v souladu s povahou změny šířky rozchodu. Výzkum také zjistil, že za určitých podmínek výbuchu se zvýšením měrnou spotřebu výbušnin počet odhazované do stálé haldy může dosáhnout 50-60 % odstřelovaného objemu. Se zvýšenou měrnou spotřebou výbušnin od 0,5 do 1,35 kg·m<sup>-3</sup> koeficient odhozu zvyšuje od 0,17 do 0,4 tj. v 2,35 krát. Vzhledem k tomu, úhel sklonu vrtu 0° - 30° ke svislé koeficient odhozu pro ústupy různé výšky roste 1,4 - 2,0 krát. Použití šikmých vrtů současném zvýšení měrné spotřeby výbušnin umožňuje získat dobré výsledky. Tak, při odstřelu bloku, velký náročné bloky odstřelujeme horninami a umístěných nad doprovodem strávených vrstev, aplikaci nakloněných vrtů pod úhlem 30° při měrné spotřeby 1,1 kgm<sup>-3</sup> umožnilo odtěžit ve vydobytém prostoru 83 % objem odstřelované horniny. V tomto případě rýpadle zůstalo v podstatě udělat jen jedno přesun. Na současné úrovni cen výbušnin, zvýšení jeho měrnou spotřeby s cílem zvýšení odhozu hornin, vedou k výraznému zvýšení nákladů na vrtací a trhací práce. Použití nakloněných vrtů bez jakékoli zvýšení materiálových nákladů může nejen zvýšit účinek výbušné pohybu hornin, ale také k zlepšení jeho fragmentace, zajistí více bezpečné pracovní podmínky posádky vrtných strojů, protože poslední v tomto případě se nacházejí ve značné vzdálenosti od horního okraje etáže.

Výzkum prokázal, že maximální hodnota koeficientu odhozu dosahuje při úhlu sklonu vrtů asi 45°. Přičemž koeficient odhozu rychle se zvyšuje s rostoucím úhlem sklonu vrtů až 30°. Další zvýšení úhlu náklonu již má malý vliv na množství umístěných do odvalu hornin. Jak již bylo uvedeno výše, že zvýšení úhel sklonu vrtů nad .praktický nemá pozitivní vliv na kvalitu drcení hornin, ale může vést ke komplikacím procesů vrtání a zatížení, ke snížení stability vývrtů. Je třeba se proto předpokládat, že při použití bez dopravních systémů vývoj úhel sklonu vrtů je vhodné omezit na 30° svislém směru.

Nevýhodou navrhovaných metod řízení pohybu hornin výbuchem vertikální vrtných poplatků je jejich neúčinnost y důvodu vysokých nákladů uplatňovaných v současné době průmyslových trhavin. Zjištěno, že při stávající jejich nákladů, zvýšení měrnou spotřebu trhavin s cílem zvýšení koeficientu odhoz hornin na vydobytém prostoru se ukazuje vhodné jen při navrhování těžko výbuchové hornin a hornin střední výbuchové. U hornin které snadno exploduje zvýšení měrnou spotřebu trhavin, a tím zvýšit náklady na vrtací a trhací práce nejsou ekonomicky odůvodněné. Za těchto okolností je vhodné zvýšit koeficient odhozu je vhodné pouze za použití šikmých vrtů. Hlavním stejně nevýhodou navrhovaných metod je to, že při provádění masivní exploze na odhoz nedbají různě odolné horniny, které jsou v horní části ústupu.

Ve vytváření příležitostí pro zvýšení účinnosti výbuchu na odhozů hledání dokonalejších trhacích obvodů, podle autora [ 3 ], založený na myšlenkách na racionálních objemu dodržování přepravovaných skrývkových technologických schémat otevření uhelné sloje, snižování energetické disipativní ztráty energie výbuchu při odbourávání horského masivu a účetní kinematiky pohybu odstřelované horninového masivu [ 8, 9 ]. S cílem určit strukturu tvoří množství umístěné v obvodu stálého haldy, byly provedeny modelové experimenty s barevným půdou, který se nachází mezi řadami vrtů. Na obr. 6 jsou uvedeny výsledky rozdělení objemů přepravovaného v kontury haldy vzhůru explozní vrtů.

Jak je vidět z výše uvedené schématy, zóna rozchodu, který se nachází v obvodu trvalé skládky je tvořen hlavně kvůli výbuchu první poplatky. Výbuch druhé řady vrtů i když nemá vliv na koeficient odhozu, ale jeho role je přesto důležitá, protože to tvoří rozchod v místě instalace dreglajnu, což vede ke snížení míry opakované překládání hornin. V důsledku, modelování explozí na odhoz v první fázi ukazuje, jakým způsobem lze zvýšit na koeficient odhozu a snížit objem opakované překládání. Analýza stávajících systémů výbuchu ukázal, že tradiční technologie výbušné přemístění skrývky ve vnitřního odvalu zabraňuje výrazně zvýšit koeficient odhozu vzhledem k tomu, že to umožňuje použití schémat používaných v praxi trhacích prací pro drcení horského masivu, které poskytují určitou kusovost celého odstřelovaného horského masivu. S ohledem na to mnozí badatelé jdou cestou maximálního přiblížení první řady vrtů k okraji ústupu a zvýšení v něm měrnou spotřebu výbušnin [11,12].



Obrázek 7: Vliv řady vrtů na tvorbu rozchodu odstřelovaného horského masivu

V stejné době, vzhledem k vzájemnému splácní rychlosti posuvu při řádkové schématu zahájení systému vrtných poplatků, maximální kinetickou energii v důsledku výbuchu dostane pouze objem, uzavřený mezi okrajem ústupu a první řady vrtů, tj. přesně ten objem, který je uměle snižuje s cílem zvýšení koeficient odhozu. Kromě toho, různé druhy prací provedených explozí (drcené a přemístění), nemůže se stejným úspěchem provedeno na stejných schématech výbuchu. To znamená, že dosažení maximálního účinku odhozu je třeba vyvinout specifické schémata výbuchu, jež co největší rozsah přemístění a objem odstřelované horniny. Nejvíce efektivní schéma pro zahájení výbuchu poplatky na odhoz je řadová schéma, při které každá řada vrtů exploduje s jistým zpomalením ve vztahu k dalšímu řadě [13,14].

Schémata výbuchu (diagonální, trojúhelníková, vlnová, atd.) nepřispívají vzájemné změny v mechanice interakce nábojů. Kinetická energie prostředí určuje podle stavu uložení napěťových vln, generovaných výbuchem poplatky, který se nachází v sousedních řadách. Proto celkový vektor rychlosti bude směřován k hrudníku poruby, ale absolutní hodnoty je rovna rozdílu vektorů. Účinnost přemístění odstřelované horské hmoty při řádkovou

schémata pro zahájení a její odrůd bude do značné míry záviset na výběru optimální interval zpomalení. Čím složitější schéma zahájení, tím složitější jsou analýza mechanické interakce nábojů, a tedy i výběr intervalů zpomalení.

Analyzuje kinematika pohybu horninového masivu [ 2 ], je vidět, že v oblasti trvalé skládky v podstatě vejde přední část masivu, přilehlého k porubu. Na základě technologických požadavků na kvalitu drcení této zóny, která se následně podléhá opakované překládání, je vhodné distribuovat energii výbuchu tak, aby hlavní jeho část byla vynaložena na komunikaci mezi kinetické energie při minimální stupeň drcení [ 4 ]. Snížení míry drcení znamená snížení koeficientu uvolnění, a tedy zvýšení míry odhozu za úkor zvýšení hustší balení roztržité hmotnosti v konturách stálého haldy. Kromě toho, z mechaniky výbuchu je známo, že největší ztráty energie budou při explozi kulového náboje a minimální ztráta – při výbuchu ploché systému poplatků. Vzhledem k tomu, že převážná část kinetické energie uvádí prostředí napěťové vlny, bylo rozhodnuto přesunout objemu v první zóně použít nejjednodušší schéma umístění poplatků, a schéma, blíží se svým charakterem do systému ploché poplatky.

Požadavky na kvalitu drcení druhé zóny přísnější, neboť to by nemělo být pouze částečně přemístěny, ale i kvalitně roztržité, tak, jak bude následně opakovaně překládáno. Pohyb třetí zóny je prakticky omezen obrysem výbušného bloku a hromadou. Hlavní technologické požadavky na ní spočívá v provádění drcení a formování novy sráz svahy.

Pro stanovení účinnosti metody výbuchu systémem plochých poplatky autorem [ 3 ] byly provedeny experimentální průmyslové tetování nových systémů výbuchu v porovnání s tradičními schémata na řezu Jižního Kuzbass a Východní Sibiře. Ve všech srovnávacích výbuchy zkušební pozemek rozděleny na dvě části, z nichž jedna byla využívána tradiční schéma, ale na druhou – experimentální. V období přípravy výbuchů byly provedeny zeměměřické práce vyvrtané a připravené bloky. Po provedení výbuchy zeměměřické práce byly provedeny s cílem určit profil rozpadu a koeficient odhozu. Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy, získaných na pozemku №5, jsou uvedeny v tabulce 7.

**Tabulka 7: Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №5**

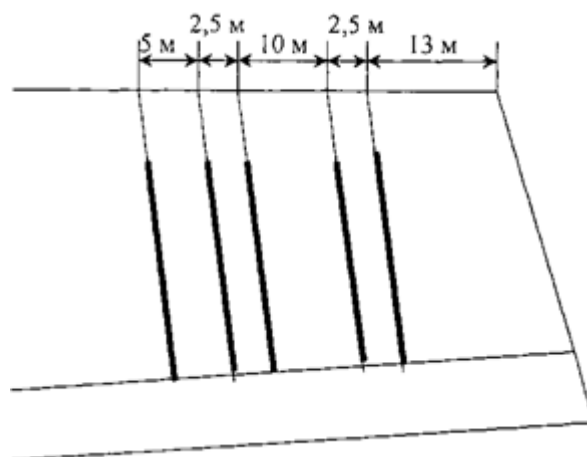
Vzdálenost mezi řádky / mezi polatky v řadě	Východ horské hmot 1 p.m., m <sup>3</sup> /p.m.	Měrná spotřeba výbušnin kg/m <sup>3</sup>	Koeficient odhozu
10/3+2,5/3+7,5/6+2,5/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/3= = 42,5	21,3	1,1	0,33
4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/3=40	21,8	1,0	0,2
10/3+3/3+10/3+4/6+4/6+3/6+3/6+3/6+3/3=43	19,8	1,1	0,33
4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/3=40	21,8	0,9	0,17
10/3+3/3+10/3+5/6+4/6+4/6+4/6+3/3=43	23,4	1,08	0,40
4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/6+4/3=40	21,8	1,08	0,20

Na pozemku №8 bylo provedeno dva srovnávací zkušební průmyslové výbuchy, tak jako horniny na tomto úseku méně odolné, než na pozemku №5. Data z těchto výbuchů jsou uvedeny v tabulce 8. A schéma výbuchu na obr. 8 .

**Tabulka 8: Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №8**

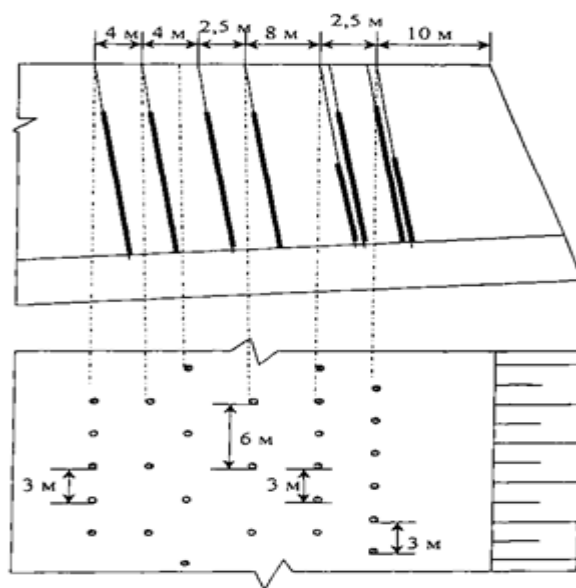
Vzdálenost mezi řádky / mezi poplatky v řadě	Východ horské hmoty 1 p.m., m <sup>3</sup> /p.m.	Měrná spotřeba výbušnin, kg*m <sup>-3</sup>	Koeficient odhozu
13/3+2,5/3+10/6+2,5/6+5/3=33	24,7	0,93	0,40
3/6+5/6+5/6+5/6+5/6+5/3=28	24,0	0,97	0,29
10/3+2,5/3+8/6+2,5/6+4/6+4/3=31	20,6	0,94	0,42
6/2,5+5/5+5/5+5/5+5/5+5/5+5/5+5/2,5=36	20,0	1,0	0,25

Výsledky výbuchu, i přes velkou vzdálenosti první řady vrtů od okrajů svahu, ukázaly poměrně vysoké odhoz horniny. Nicméně, při bagrování horniny bylo uvedeno nedostatečně propracování podrážky svahu, což svědčí o přijatelnou šířku výrubu ne více než 40 m.



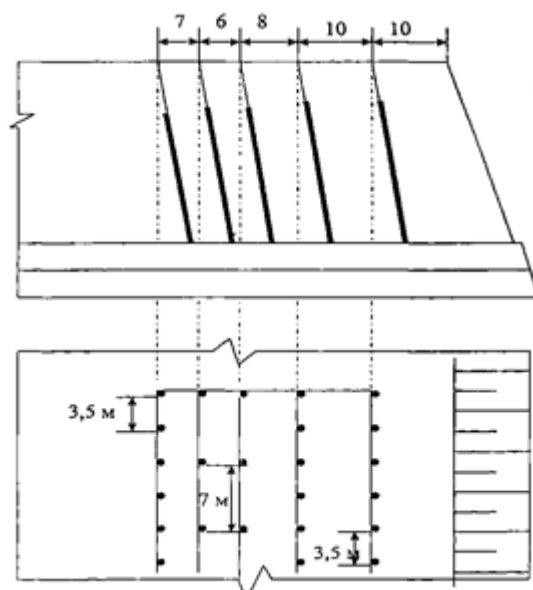
**Obrázek 8: Experimentální schéma výbuchu.**

Současně na pozemku №8 bylo rozhodnuto o snížení měrné spotřeby výbušnin. To bylo provedeno na úkor vybíjení vrtů první a druhé řady přes jednu ne úplně (obr. 9). V důsledku toho se ukázalo, že snížení měrnou spotřebu na  $0,06 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$  vede ke zvýšení koeficientu odhozu v 1,7 krát ve srovnání s tradičním schématem.



**Obrázek 9: Schéma výbuchu se sníženou měrnou spotřebu výbušnin.**

Na úseku №3 řez „Sibirginskij“, se konalo dvě srovnávací výbuchu s cílem zjištění vlivu velkého průměru (320 mm) na účinek odhozu, který umožňuje vzdát vrtání dvou dvoulůžkových řad. Schéma výbuchu je uveden na obr. 10. A údaje z těchto výbuchů uvedené v tabulce. 9



**Obrázek 10: Schéma výbuchu na odhoz při průměru vrtu 320 mm**

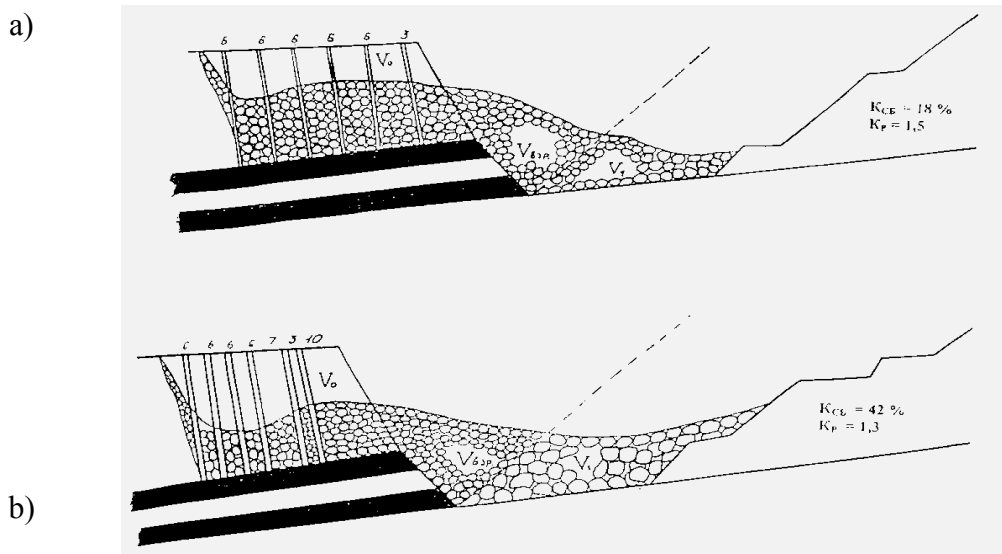
Z tabulky № 4 – 6 zjištěno, použití schématu výbuchu se systémy ploché poplatky jednoznačně zvyšuje koeficient odhozu bez zvýšení měrnou spotřebu výbušnin, při tom objem vrtání praktický nemění.

**Tabulka 9: Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №3**

Vzdálenost mezi řádky / mezi poplatky v řadě	Východ horské hmoty 1 п.м., $\text{м}^3/\text{п.м.}$	Měrná spotřeba výbušnin $\text{kg}\cdot\text{м}^{-3}$	Koeficient odhozu
$10/3,5+10/3,5+8/7+6/7+8/3,5=42$	36,7	1,26	0,44
$3/3,5+8/7+7/7+7/7+6/7+8/3,5=39$	33,9	1,41	0,34
$9/3,5+10/3,5+7/7+5/7+8/3,5=39$	33,9	1,3	0,4
$3/3,5+7/7+7/7+7/7+7/7+8/3,5=39$	33,9	1,4	0,2

Na obr. 11 jsou uvedeny profily rozpadu odstřelované horninového masivu při nové a tradiční schémata výbuchu. Bez ohledu na množství měrnou spotřebu výbušnin v komparativní zkušební průmyslové výbuchy je objem odhazované horniny při novém způsobu výbuchy ukázalo jako vždy 1,5-2,0 krát víc než při tradičním způsobem. Účinnost nových schémat výbuchy je určena nejen tím, že až 42 % odstřelované horninového masivu skladuje v kontury trvalé skládky, ale i tím, že v před skládkou prakticky vznikla linie pro dreglajn, který vyžaduje jen malou úpravu.





**Obrázek 11: a) Tradiční b) Nový systém výbuchu (Profil rozchodu odstřelovaného horského masivu)**

Nevýhodou předložených schémat výbuchu je nízké využití vrtů vzhledem malé poplatky, který je umístěn většinou v dolní části vrtu. Pro více rovnoměrné rozložení výbušnin bylo navrženo používat náboje s vzduchovými mezerami, což se sníženou měrnou spotřebu výbušnin obdrží kvalitu odstřelovaného horninového masivu. Zkušební schémat výbuchu s použitím se vzduchovými mezerami byly naraženy tak, aby sledovalo cíl zhodnotit míru vlivu stavby nábojů na koeficient odhozu, která, jak je uvedeno výše, započítává celkovým koeficientem společně s typem výbušnin, se schématy výbuchu a úhlem sklonu vrtů nebo nebere v úvahu vůbec. [ 15 ].

Tímto způsobem se zvýšenou měrnou spotřebu výbušnin od 0,5 do 1,35 kg\*m<sup>-3</sup> koeficient odhozu zvyšuje od 0,17 do 0,4 tj. v 2,35 krát. Větší úhel sklonu vrtu od 0° do 30° k vertikální poměr odhozu pro parametry různé výšky zvyšuje v 1,4 - 2,0 krát.

Hlavním nevýhodou navržených metod je, že při hromadných výbuchu na odhoz se nevzalo v úvahu různě odolné horniny, se nacházející v horní části ústupu.

Pro dosažení maximálního účinku odhozu je třeba vyvinout specifické schéma výbuchu, poskytující co největší rozsah přemístění a objem odstřelované horniny.

Nejefektivnější schéma pro zahájení poplatky při výbuchu na odhoz je řádková schéma, ve kterém každý řádek z vrtů exploduje s některými zpomalení ve vztahu k dalším řádku.

Tímto způsobem, analýzy metod řízení přemístění hornin zjištěno, že:

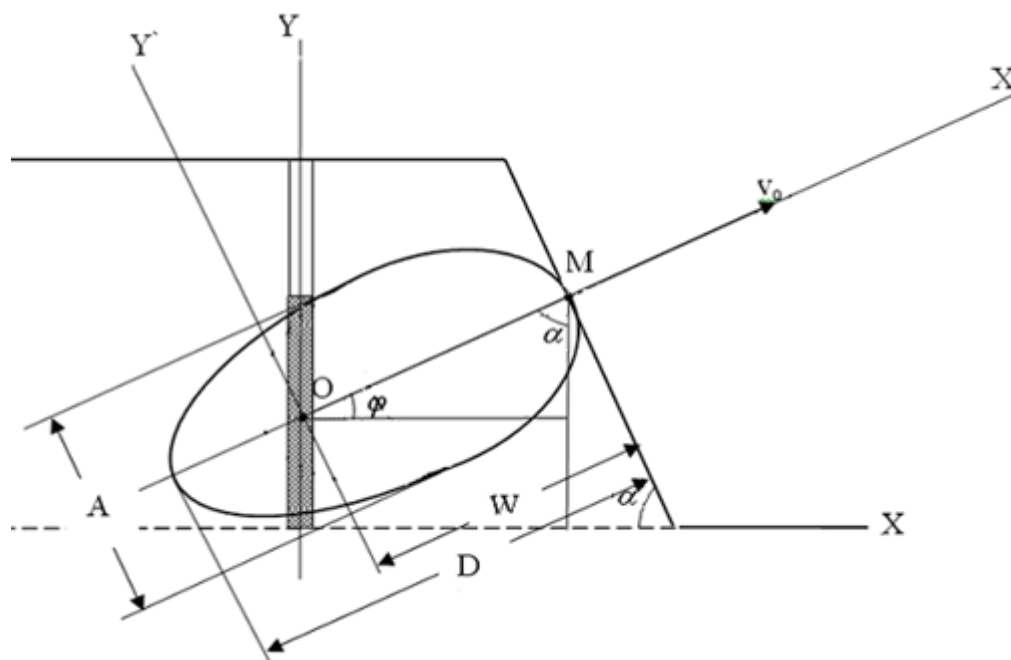
V měkkých horninách a horniny, střední pevnosti, účinný způsob řízení odhozu je zvýšit až na určité ekonomický pravděpodobnosti limit měrnou spotřebu výbušnin. Výběr optimálního měrnou spotřebu výbušnin je nutné provádět na základě srovnání výše nákladu na trhací práce a přemístění dreglajnem při různých hodnotách měrnou spotřebu výbušnin.

2. Použití šikmých vrtů bez zvýšení měrnou spotřebu výbušnin umožňuje nejen zvýšit účinek výbušné přemístění hornin, ale i zlepšit kvalitu jeho drcení. Pro dosažení maximálního účinku odhozu je třeba vyvinout specifické schéma výbuchu, poskytující co největší rozsah přemístění a objem odstřeľované horniny

3. Použití schématy výbuchu s systémy ploché poplatky zvyšuje koeficient odhozu bez zvýšení měrnou spotřebu výbušnin, při tom objem vrtání praktický nemění.

### 3.3. Rozvoj plynové dutiny náloží na odhoz

Pro definice kinematické parametry rozletu hornin výbuchem vrtných náloží na odhoz, se podíváme na schématu vývoje dutiny kolem uměle zahloubeného vertikální vrtných náloží průměrem  $d$  (m) a délkou  $l$  (m) v horninovém masívu, které je znázorněno na Obr. 12 .



**Obrázek 12: Schéma vývoje plynové dutiny výbuchu náloží na odhoz**

W- linie nejmenšího odporu náloží, m;

$\alpha = 90^\circ - \varphi$ - úhel svah etáží, grad;

A,D- šířka a délka plynové dutiny, m;

$\varphi$ - úhel házení přívalu různě odolných hornin, grad;

$v_0$  - počáteční rychlost házení příval různě odolných hornin, m/s;

Pod vlivem impulsu, vytvořeného přechodnou rozbuškou se odpaluje hlavní nálož, tvořící plyné produkty a nárazovou vlnu energie, které se přenáší rovnoměrně na všech stranách horského masívu, zhušťuje kolem náložných prostorů a tvoří plynovou dutinu. Směr rychlosti bude maximálním na skutečnou linii nejmenšího odporu (LNO).

Vzhledem k prudkému odporu masivu v různých směrech symetrie v pole přesunování se narušuje a dutina začne se natahovat na směr LNO.

Forma plynové dutiny se blíží k eliptické, velká osa, která se shoduje s LNO. Protože dráha najetí vlny na LNO je minimální, rychlost posuvu a kinetická energie přesouvací horniny v tomto směru bude maximální.

Zvýšená hmotnost se ukáže v rámci slupky, konturovanou zevnitř povrchu dutiny, vnější- na povrch rotačního paraboloidu. Největší tloušťku slupky má ve svém pravé spodní části, kde je stále ještě spojena s mocným horninovým masívem, nejnižší- levé horní části.

Zákonitost rozšíření plynové dutiny výbuchem vrtných výbušnin ukazuje, že při šikmých vrtů je zajištěna maximální podmínka na odhoz hornin

Nerovnoměrné rozložení horniny v různých částech slupky a nestejná odolnost proti jeho pohybu vede k tomu, že prvá horní část slupky pokračuje v pohybu vysokou rychlostí, zatímco její levá spodní část, s velkou hmotností a je spojena s mocným horninovým masívem, pohybuje s menší rychlostí, čímž se rychle ztrácí svůj počáteční zásobu kinetické energie. Proto, horní prvá část slupky rychleji se zvyšuje v rozsahu, ve srovnání s levým dolní části. V době, téměř na konci procesu, tloušťka pravé horní části slupky snižuje tak, že síly spojky mezi částicemi prostředí se stávají menšími.

Vzestup průtoku hornin představuje let jednotlivých kusů, částice a pravá horní část slupky úplně se odkrývá. Nyní hlavní hmotnost pozvednuté průtok hornin je soustředěna ve střední a dolní části obálky. Protože střední část obálky má větší rychlost ve srovnání s dolní, pak se to odchyluje od osy vrtu na větší vzdálenost. Hmotnost slupky, který rezervu svého kinetického energii ztratí, padá pod tíhou vlastní váhy, které tvoří hromadu rozpojené horniny.

### **3.4 .Vývoj způsobu rozpojení různě odolných hornin roznětem náloží na odhoz.**

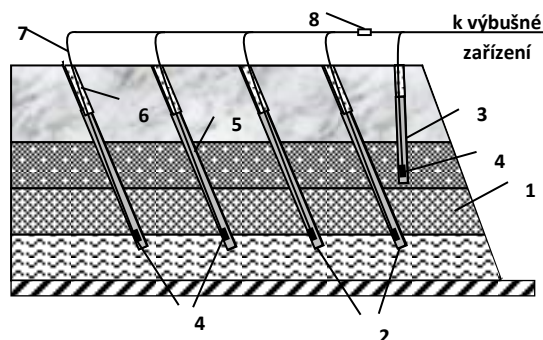
V důsledku teoretického výzkumu zjistil jsem, že schéma vývoje plynové dutiny kolem uměle zahloubeného vrtných náloží na odhoz, že při exploze šikmého vrtných náloží zajištěna maximální podmínka odhozu různě odolných hornin. Rozsah odhozu průtok různě odolných hornin vrtnými náloží na odhoz, závisí na počáteční rychlosti a úhlu hází, měrné teplo exploze, mřížky umístění vrtných náloží, a také součinitel čelního odporu vzduchu.

Autorem [ 16 ] bylo provedeno průmyslový průzkum a která je chráněna patentem Republiky Uzbekistán № IAP 04242 od 06. 09. 2010 r . viz. příloha. č. 2 .

Na etáži, složené z vrstev různé mocnosti a odolnosti vyvrtají pár šikmých vrtů 2 pod úhlem  $60^{\circ}$ . Ve vzdálenosti 3 - 5 m od horního okraje etáži vrtají řád vertikálních vrtů 3. Při tomto šikmé vrty vyvrtají na celou mocnost různě odolných mezivrstvy a délka dodatečných vrtů činí  $1/3$  -  $2/3$  délky šikmých vrtů (v závislosti od mocnosti silných mezivrstev). V šikmých a vertikálních vrtech jsou umístěny průběžné rozbušky 4, nálož 5 a ucpávka 6. časové rozbušky 4 se spojují se zápalnou šňůrou 7, na kterém stanoví relé 8 pro zajištění časování. Povrchové síť připojují prostřednictvím zápalné šňůry s dvěma elektro rozbuškami a přes

hlavní drát na explozivní stroj „PIV-100m“. V první řadě se provádějí výbuch náloží ve svislých vrtech. Pak po 30 – 50 ms provádějí současně výbuch šikmých vrtů.

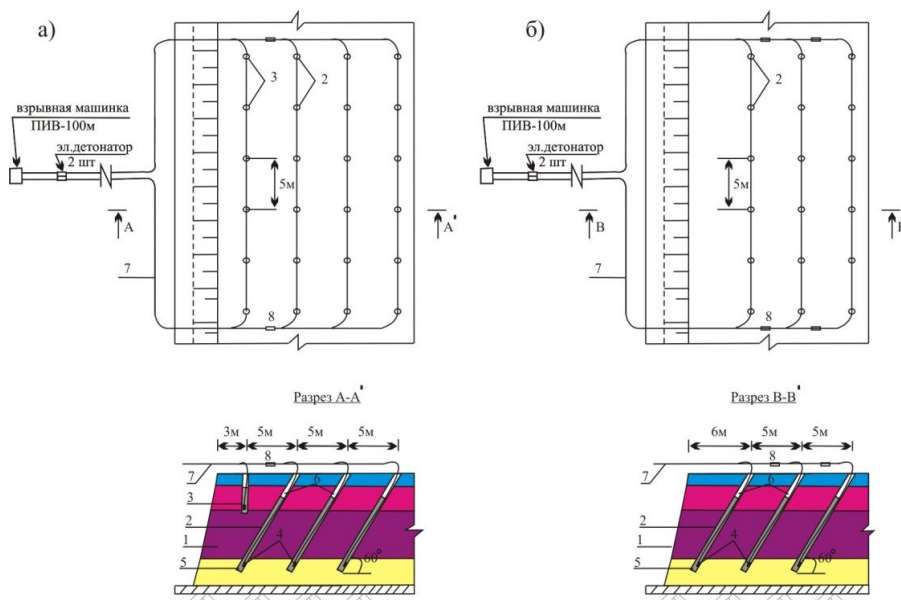
Metoda umožňuje pro maximální efekt rozpojení na odhoz různě odolných hornin ve vydobytém prostoru lomu, prostřednictvím efektivního využití energie výbuchu.



**Obrázek 13: Spůsob rozpojení a odhoz různě odolných hornin**

Experimentální průmyslové práce na průzkum nového způsobu výbušné rozpojení a na odhoz se provádí ze dvou variant:

První způsob, který schéma uvedeno na obr. 14. Pro srovnání výsledků experimentálních metod na odhoz s šikmými náloží, explodována řada kontrolních bloku, které výsledky uvedené v tabulce č. 10 a obraz do a po výbuchu obr. 15



**Obrázek 14: Umístění vývrtů, schéma montáže explozivní sítě a návrhy náloží**

- a- zkušený blok (nový způsob výbušných pohybů);
- b- kontrolní blok (způsob výbušné posunutí s šikmými náloží )



Obrázek 15: Pohled experimentálního bloku, a) před výbuchu b) po výbuchu

**Tabulka 10: Parametry vrtné a trhací práce na zkušenské a kontrolních blocích a výsledky explozí na odhoz (s zápalnou šňůrou)**

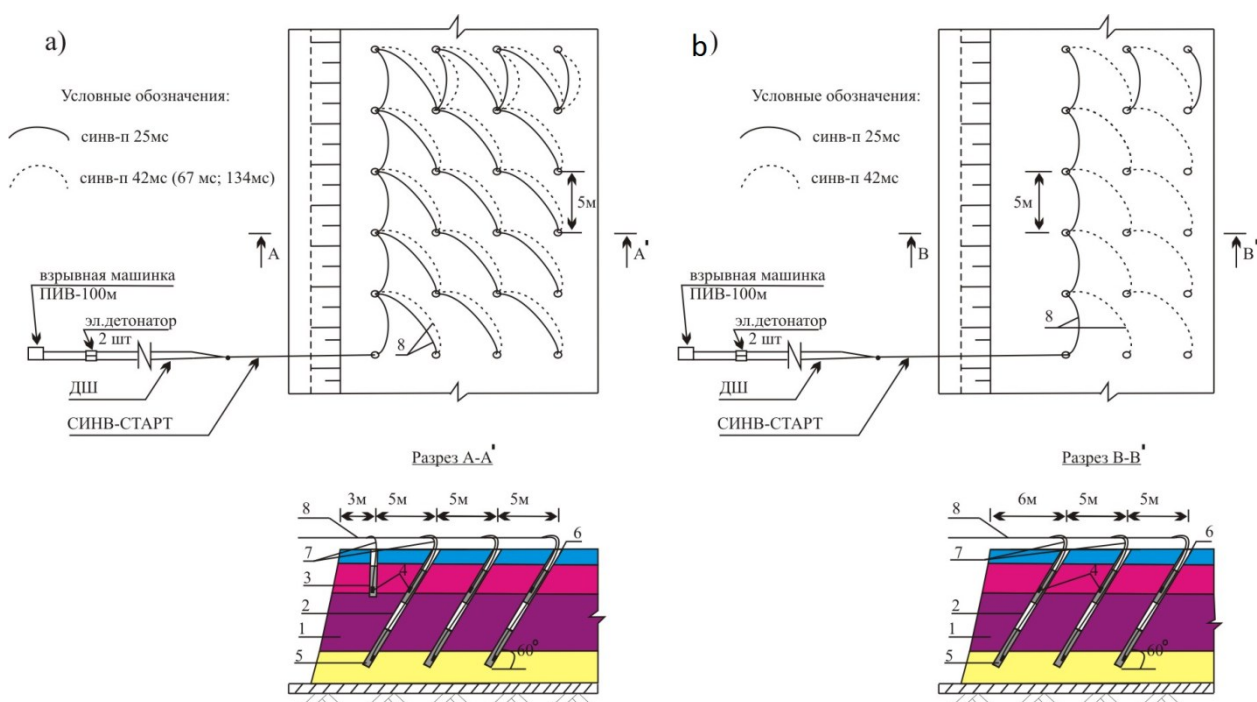
Parametry	Blok №1	Blok №2	Blok №3	Blok №4	Blok №5	Blok №6	Blok №7	Blok №8
	Zkušební	Kontrol.	Zkušební	Kontrol.	Zkušební	Kontrol.	Zkušební	Kontrol.
Výška skrývkové etáže, m	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Počet hlavních vrtů, kus	18	21	18	21	18	21	18	21
Počet dodatečných vrtů, ks	6	-	6	-	6	-	6	-
Hloubka hlavních vrtů, m	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5
Hloubka dodatečných vrtů	3,0	-	3,0	-	3,0	-	3,0	-
Mřížka vrtů, m*m	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5
Úhel sklonu hlavních vrtů, stupeň	60	60	60	60	60	60	60	60
Úhel sklonu dodatečných vrtů, stupeň	90	-	90	-	90	-	90	-
Interval mezi vrtnými časování, ms	35	35	35	35	35	35	35	35
Průměr náloží Ø, mm	215	215	215	215	250	250	250	250
Typ výbušnin	Igdanit						Nobelan 2080	
Měrná spotřeba výbušnin, kgm <sup>3</sup>	1,0	1,0	1,2	1,2	1,5	1,5	1,8	1,8
Hodnota náloží v hlavních vrtů, kg	212	212	255	255	319	319	382,5	382,5
Hodnota náloží v dodatečných vrtů, kg	75	-	85	-	110	-	135	-
Délka náloží v hlavních vrtů, m	6,2	6,2	7,5	7,5	6,9	6,9	6,4	6,4
Délka náloží v dodatečných vrtů, m	2,2	-	2,5	-	2,5	-	2,3	-
Délka ucpávky hlavních vrtů, m	2,3	2,3	1,0	1,0	1,6	1,6	2,1	2,1
Délka ucpávky dodatečných vrtů, m	0,8	-	0,5	-	0,5	-	0,7	-
Nálož	Plná sloupcové							
Iniciace	Na dně vývrtu							
Objem bloku, m <sup>3</sup>	4275	4462,5	4275	4462,5	4275	4462,5	4275	4462,5
Objem horniny, hozený do vnitřního odvalu (v celku), m <sup>3</sup>	1453	1338,7	1710	1428	1795	1561,8	1795	1561,8
Šířka / výška rozchodu, m	24 / 6-7	20 / 6-7	28 / 4-5	23 / 6-7	29-30 / 4-5	23-24 / 6-7	29-30 / 4-5	23-24 / 6-7
Koeficient odhozu, K <sub>odh</sub>	0,34	0,3	0,4	0,32	0,42	0,35	0,42	0,35



Kritéria pro hodnocení účinnosti exploze experimentálních a kontrolních bloků byly: šířka rozchodu a koeficient odhozu. Šířka rozchodu na explodovaných blocích se zjišťovalo pomocí důlně měřické práci, měřením etází do výbuchu a po něm. Výsledky zjišťovaných důlně měřickými práci v experimentálních a kontrolních bloků ukázaly, že experimentální blocích, na kterých se použilo řád dodatečných zkrácených vrtných náloží a okamžitě explodování 3-ch řad hlavní šikmé náloži mají větší na 20 – 26 % šířku rozchodu relativně kontrolních bloků. Při stejné měrnou potřebu výbušnin. Tak, byla vypočteno, že na experimentálních blocích objem explodovaného masívu je více než na kontrolních na 13 – 24% (tabulka 10).

Tedy snadno je vidět že při zvýšení měrné spotřeby výbušnin s 1,2 do 1,5 kgm<sup>-3</sup> koeficient odhozu mírně zvyšuje, takže optimální a nejvíce úspornější by měly být považovány za parametry bloků č.1 a č.3 (tabulka 10).

Druhý způsob provádí následovně. Na etáže složenou vrstvy z různé mocnosti a odolnosti (obr. 16) vyvrtají řád šikmých vrtů 2 pod úhlem 60°. Ve vzdálenosti 3 – 5 m od horního okraje etází vyvrtají řadu vertikálních vrtů 3. Při tomto šikmé vrty vyvrtají na celou mocnost různě odolných mezivrstev, a délka dodatečných vrtů činí 1/3 – 2/3 délky šikmých vrtů (v závislosti od výkonu silné mezivrstev). Ve svislých doplňkových vrtech umístěny časové rozbušky 4, nálož 5 a ucpávka 6. Časové rozbušky 4 spojují s nárazovou vlnové trubkami (NVT) ne elektrického systému iniciace (NSI), s vrtnými 7 v intervalu časování 500 ms. V šikmých vrtů jsou umístěny časové rozbušky 4, rozptýlené nálož 5 (2 el. Rozbuška a 2 NVT do jedné vrty), a ucpávku 6. Časové rozbušky 4 spojují s NVT s 7 intervalu časování 500 ms.



**Оbrázek 16: Umístění vývrtů, schéma montáže explozivní sítě a návrhy vrtných náloží**

- a) experimentální blok (nový způsob rozpojení na odhoz)
- b) kontrolní blok (způsob rozpojení na odhoz šikmé vrtnými náloží)

Povrchovou síť montovaná NVT P (povrchní) 8 v intervalech na tři varianty: a) 25 a 42 ms; b) 25 a 67 ms; c) 25 a 134 ms, tak, aby rozdíl mezi výbuchem, horní a dolní nálož činil 17, 42 a 109 ms. Povrchové síť připojují prostřednictvím NVT START s detonačním kabelem, pak spojují elektro rozbuškou a přes hlavní drát na explozivní stroj "PIV-100m" (obr. 16). V první řadě explodují nálož ve svislých vrtech, pak různé časové šikmé nálož.

Navržený způsob umožňuje zvýšit efektivitu odhozu hornin ve vydobytém prostoru lomu vzhledem, diferencované působení výbuchu na masív. Pro srovnání výsledků s experimentálními způsoby výbuchu na odhoz s rozptýlenými šikmé nálož, byly explodovány kontrolní bloky. Výsledky jsou (v tabulce. 11)

Výsledky rozchodů v experimentálních a kontrolních bloků, důlně měřické práce ukázaly, že v experimentálních blocích, na kterých se používalo řád doplňkových zkrácených nálož a časování s intervalem 109 ms mají větší šířka o 40 -50 % vzhledem k rozchodu experimentálních (s časování 17 a 42 ms) a kontrolních bloků, při použití stejnou měrnou potřebu výbušnin. Pohled experimentálního bloku №14 do a po výbuchu znázorněn na (obr. 17). Bylo také vypočteno, že v experimentálních bloku s časování m 109 ms objem odhazované horniny více než experimentální ( s časováním 17 a 42 ms ) a kontrolních bloků na 16 – 42 % ( tabulka. 11)



**Obrázek 17: Pohled experimentálního bloku před a po výbuchu**



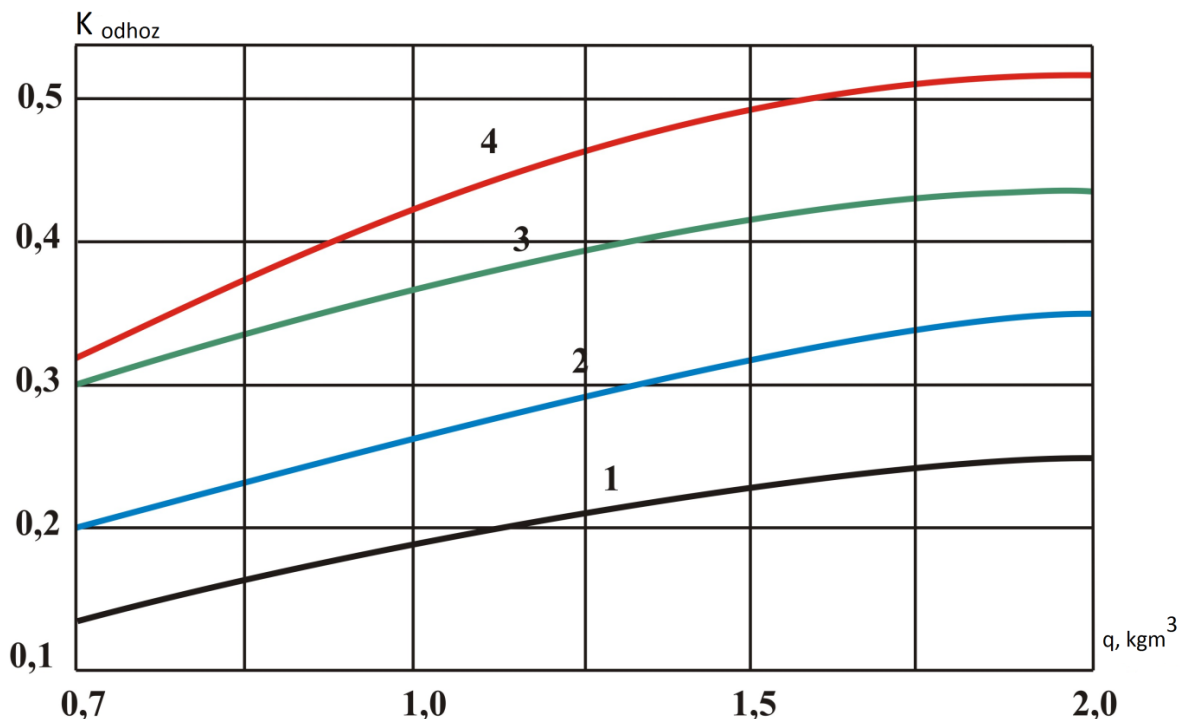
Tabulka 11: Parametry vrtné trhací práce na experimentálních a kontrolních bloků na odhoz ( neelektrická systéma výbuchu)

Parametry	Blok №9	Blok №10	Blok №11	Blok №12	Blok №13	Blok №14	Blok №15	Blok №16	Blok №17	Blok №18
	Zkušeb.	Zkušeb.	Zkušeb.	Kontrol.	Kontrol.	Zkušeb.	Zkušeb.	Kontro.	Zkušeb.	Kontrol.
Výška skryvkové etáží, m	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Počet hlavních vrtů, kus	18	18	18	21	21	18	18	21	18	21
Počet dodatečných vrtů, ks	6	6	6	-	-	6	6	-	6	-
Hloubka hlavních vrtů, m	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5
Hloubka dodatečných vrtů	3,0	3,0	3,0	-	-	3,0	3,0	-	3,0	-
Mřížka vrtů, m*m	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5	5x5
Úhel sklonu hlavních vrtů, stupeň	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60
Úhel sklonu dodatečných vrtů, stupeň	90	90	90	-	-	90	90	-	90	-
Interval mezi vrtných časování, ms	17	42	109	0	0	109	109	0	109	0
Interval mezi vrtných časování, ms	25 и 42	25 и 67	25 и 134	25 и 42	25 и 42	25 и 134	25 и 134	25 и 42	25 и 134	25 и 42
Průměr náloží Ø, mm	215	215	215	215	250	250	250	250	250	250
Typ výbušnin	Igdanit							Nobelan 2080		
Měrná spotřeba výbušnin, kgm <sup>3</sup>	1,0	1,0	1,0	1,0	1,2	1,2	1,5	1,5	1,8	1,8
Hodnota náloží v hlavních vrtů, kg	212	212	212	212	255	255	319	319	382	382
Hodnota náloží v dodatečných vrtů, kg	75	75	75	-	-	90	110	-	135	-
Délka náloží v hlavních vrtů, m (nižní/vrchní), m	3,2/3,0	3,2/3,0	3,2/3,0	3,2/3,0	3,5/2,5	3,5/2,5	3,5/3,4	3,5/3,4	3,2/3,2	3,2/3,2
Délka horninového mezery, m	1,3	1,3	1,3	1,3	2,0	2,0	0,8	0,8	1,1	1,1
Délka náloží v dodatečných vrtů, m	2,2	2,2	2,2	-	-	2,0	2,5	-	2,3	-
Délka ucpávky hlavních vrtů, m	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,8	0,8	1,0	1,0
Dílka ucpávky dodatečných vrtů, m	0,8	0,8	0,8	-	-	1,0	0,5	-	0,7	1,0
Nálož	Horninovou mezerou									
Iniciace	Na dně a u vrchu vývrtu									
Objem bloku, m <sup>3</sup>	4275	4275	4275	4462,5	4462,5	4275	4275	4462,5	4275	4462,5
Objem horniny, hozený do vnitřního odvalu (v celku), m <sup>3</sup>	1368	1581	1795	1428	1562	2137	2223	1651	2223	1651
Šířka / výška rozchodu, m	20-22 / 6	24 / 6-7	28 / 4-5	20-22 / 6	23 / 6-7	33-35 / 4	36 / 4	24 / 6-7	36 / 4	24 / 6-7
Koeficient odhozu, K <sub>odh</sub>	0,32	0,37	0,42	0,32	0,35	0,5	0,52	0,37	0,52	0,37

Tímto způsobem bylo zjištěno, že čím více časování, tím více je šířka rozchodu a koeficient odhozu.

Při zvýšení měrnou potřebu výbušnin s 1,2 až 1,5  $\text{kgm}^{-3}$  koeficient odhozu mírně zvyšuje, proto je optimální a úspornější by mělo se předpokládat parametry bloků №11 a №14 (tabulka.11)

Na experimentálních bloků granulometrické složení explodované horniny klesl o 15 – 25 % díky zvýšením měrnou potřebu výbušnin, v souvislosti s čím výkon dobývací a nakládací zařízení při rozvoji experimentálních bloků se zvýšil na 10 až 15 %.



**Obrázek 18: Závislost koeficientu odhozu různě odolných hornin**

Od měrné potřeby výbušnin při výbuchu: vertikální (1); šikmé (2); podle stanovených způsobu ZŠ (3); ve stanoveném způsobu, jak s NSI SINV (4) náloží.  $K_{\text{odhoz}}$  – koeficient odhozu;  $q, \text{kgm}^{-3}$  – měrná potřeba výbušnin.

V důsledku experimentální průmyslové ověření stanoveného způsobu s použitím NSI, bylo zjištěno, že čím více časování, tím větší je šířka rozchodu a koeficient odhozu. Stejně tak bylo zjištěno, že koeficient odhozu na bloků s použitím NSI více na 7 -23 %, ve srovnání s bloky s použitím ZŠ (obr. 18)

#### 4. Technicko-ekonomické zhodnocení různých způsobů rozpojování hornin

Pro stanovení ekonomické efektivity vyvinuté metody na rozpojení a odhoz, provedeme porovnání nákladů na vrtání, výbuch, těžbu a doprava skrývky ve vydobytém prostoru lomu se současnou technologií provozování hornické činnosti (s výbušnou kypření nadloží) a navrhované technologie (s použitím výbušné rozpojení a částečným výbušné odhazování hornin ve vydobytém prostoru lomu) v souladu s [ 17 ].

Výpočet ekonomického přínosu se provádí na podmínku snížení objemu bagrování, přepravu a úspory zdrojů, zejména elektřiny a nafty. Výpočet se provádí na základě porovnání nákladů na základní a nové varianty :

$$E = Z_1 - Z_2, \text{ sum} \quad (4.1)$$

Kde  $E$  – ekonomický efekt, sum

$Z_1$  a  $Z_2$  – náklady, respektive, základní a nové varianty, sum

$$Z_1 = Z_{V1} + Z_{Od1} + Z_{R\dot{y}1} + Z_{Do1}, \text{ sum}, \quad (4.2)$$

$$Z_2 = Z_{V2} + Z_{Od2} + Z_{R\dot{y}2} + Z_{Do2}, \text{ sum}, \quad (4.3)$$

Kde  $Z_{V1}$ ,  $Z_{Od1}$ ,  $Z_{R\dot{y}1}$ ,  $Z_{P\dot{r}1}$ ,  $Z_{V2}$ ,  $Z_{Od2}$ ,  $Z_{R\dot{y}2}$ ,  $Z_{Do2}$  – náklady respektive na vrtání, odstřelu, rýpání a dopravu na základně a nové varianty, sum

Přijímáme pro výpočty blok o objemu  $150000 \text{ m}^3$ .

| základní varianta (technologie s výbušnou kypření):

Parametry VTP:

Hloubka vrtů  $l_{vrt} = 8,5 \text{ m}$ ;

Síť vrtání  $axb = 7,0 \times 7,0 \text{ m}$ ;

Měrná spotřeba výbušnin  $q=0,7 \text{ kgm}^{-3}$ ;

Průměr vrtů 250/215 mm. Typ výbušnin- Igdanit (kapacita 46/34 kg).

Definujeme náklady na vrtání v základní variantě  $Z_{V1}$ :

$$Z_{V1} = S_V * Q_V = 21456,4516 * 306 = 6565674,19 \text{ sum} \quad (4.4)$$

Kde  $S_V$ - skutečné náklady vrtání zy rok 2014,

$$S_V = 21456,4516 \text{ sum}$$

$$Q_V\text{- objem vrtání, } Q_V = N_{vrt} * L_{vrt} = 36 * 8,5 = 306 ,$$

$$N_{vrt} \text{ – počet vrtů na bloku, } N_{vrt} = 36 \text{ vrtů.}$$

**Tabulka 12: Definice nákladů na odstřelu v základní variantě  $Z_{Od1}$**

Výbušné materiály	Počet	Cena, sum	Cena celkem, sum
Igdanit	10428 kg	434,41	4530027,48
Nobelit 216 z Ø 70 mm	72 kg	2364,63	170253,39
ŽŠE-12	1800 p.m.	667,49	1201485,6
„RPH-35“	4 ks	1429,72	5718,88
El. Rozbuška	2 ks	1660,71	3321,42
Celkem $Z_{Od1}$			5910806,77

Definujeme náklady na rýpání pro základní variantu,  $Z_{Rý1}$ :

$$Z_{Rý1} = S_{Rý1} * V_{do} = 436,98 * 15000 = 6554700 \text{ sum}, \quad (4,5)$$

Kde  $S_{Rý1}$  – skutečné náklady rýpání za rok 2014

$$S_{Rý1} = 436,98 \text{ summ}^3.$$

Definujeme náklady na doprava v základní variantě  $Z_{Do1}$ :

$$Z_{Do1} = S_{Do} * P = 398,59 * 16800 = 6696312 \text{ sum} \quad (4,6)$$

Kde  $S_{Do}$  – skutečné náklady na doprava za rok 2014

$$S_{Do} = 398,59 \text{ sumt}^{-1} * \text{km}.$$

P- obrat nákladu,  $P = B * L_{Do} = 30000 * 0,56 = 16800 \text{ t} * \text{km}$ ,

B- objem převezení hornin v tunách, t,  $B = V_{Opř} * \rho = 15000 * 2,0 = 30000 \text{ t}$ ,

$V_{Opř}$  – objem převezení hornin v  $\text{m}^3$ ,  $V_{Opř} = 15000 \text{ m}^3$ ,

$\rho$  – objemová hmotnost hornin,  $\rho = 2,0 \text{ tm}^{-3}$ ;

$L_{Dp}$  – průměrná vzdálenost přepravu skřívky od prostor výrubu do výsypky,  $L_{Dp} = 0,56 \text{ km}$ .

$$Z_1 = Z_{V1} + Z_{Od1} + Z_{Rý1} + Z_{Do1} = 6565674,19 + 5910806,77 + 6554700 + 6696312 = 25727492,96 \text{ sum}$$

II variant nový (výbušné odhazování hornin s použitím s použitím zkrácených a šikmé náloží )

Parametry VTP:

Hloubka vrtů  $l_{vrt} = 8,5$  m;

Síť vrtání  $a \times b = 5,0 \times 5,0$  m;

Měrná spotřeba výbušnin  $q = 1,2$  kgm<sup>-3</sup>;

Ukazatel výbuchu na odhoz  $iB = 0,5$ ;

Průměr vrtů 250/215 mm. Typ výbušnin – Igdanit (kapacita 46/34 kg).

Definujeme náklady na vrtání na nové varianty  $Z_{V2}$ ,

$$Z_{V2} = S_V * Q_V = 21456,4516 * 427,5 = 9172633,06 \text{ sum} \quad (4,7)$$

Kde  $S_V$ - skutečné náklady vrtání zy rok 2014,

**Tabulka 13: Definice nákladů na odstřelu v základní variantě  $Z_{Od2}$**

Výbušné materiály	Počet	Cena, sum	Celkem celkem, sum
Igdanit	12705 kg	434,41	5519179,05
Nobelit 216 z Ø 70 mm	210 kg	2364,63	496572,3
ZŠE-12	800 p.m.	667,49	533992
SINV-P	104 ks	7978,16	829728,64
SINV-S	105 ks	4125,48	433175,4
SINV-START	1 ks	25375,36	25375,36
El. Rozbuška	2 ks	1660,71	3321,42
Celkem $Z_{V2}$			7841344,17

Definujeme náklady na rýpání pro základní varianta ,  $Z_{Rý2}$ :

$$Z_{Rý2} = S_{Rý2} * V_{do} = 436,98 * 7500 = 3277350 \text{ sum}, \quad (4,8)$$

Kde  $S_{Rý2}$  – skutečné náklady rýpání za rok 2014

$$S_{Rý2} = 436,98 \text{ summ}^{-3}.$$

Vzhledem k tomu, 50% z nadloží přesunuto výbuchem na vydobytém prostoru, proto se při výpočtu nákladů na rýpání přesvědčení, že 50% explodovaného bloku bude třeba překládat, tj.

$$V_{do} = 15000 / 2 = 7500 \text{ m}^3, \quad (4,9)$$

Definujeme náklady na doprava v nové variantě  $Z_{Do1}$ :

$$Z_{Do2} = S_{Do} * P = 398,59 * 8400 = 3348156 \text{ sum}, \quad (4,10)$$

Kde  $S_{Do}$  – skutečné náklady na doprava za rok 2014

$$S_{Do} = 398,59 \text{ sumt}^{-1} * \text{km}.$$

P- obrat nákladu,  $P = B * L_{Do} = 15000 * 0,56 = 8400 \text{ t*km}$ ,

B- objem převezení hornin v tunách, t,  $B = V_{Opř} * \rho = 7500 * 2,0 = 30000 \text{ t}$ ,

$V_{Opř}$  – objem převezení hornin v  $\text{m}^3$ ,  $V_{Opř} = 15000 / 2 = 7500 \text{ m}^3$ ,

$\rho$  – objemová hmotnost hornin,  $\rho = 2,0 \text{ tm}^{-3}$ ;

$L_{Dp}$  – průměrná vzdálenost přepravu skrývky od prostor výrubu do výsypky,  $L_{Dp} = 0,56 \text{ km}$ .

$$Z_2 = Z_{V2} + Z_{Od2} + Z_{Rý2} + Z_{Do2} = 9172633,06 + 7841344,17 + 3277350 + 3348156 = 23639483,23 \text{ sum}$$

Tímto způsobem ekonomický efekt při exploze bloku objemem  $15000 \text{ m}^3$ .

$$E = Z_1 - Z_2 = 25727492,96 - 23639483,23 = 2088009,73 \text{ sum}.$$

Za měsíc v lomu Taškura je možnost připravovat a explodovat na odhoz 2-3 bloku objemem 150 tisíc  $\text{m}^3$ . Přijímáme pro výpočty v průměru o 2,5 bloku za měsíc.  $2,5 * 150000 = 375000 \text{ m}^3 \text{m}^{-1}$ . Pokud pro bloku  $15,000 \text{ m}^3$  ekonomický efekt E činil 2088009,73 sum, pak je pro blok objemem  $375000 \text{ m}^3$ :

$$E_{m\acute{e}s} = 5220024,33 \text{ sum*m}^{-1} \text{ nebo } E_{rok} = 62640291,96 \text{ sum*rok}^{-1}.$$

## **Závěr**

V diplomové práci byl na základě provedených studií rozpojen různě odolných hornin pomocí trhacích prací teoreticky a se srovnáním různých experimentů zobecněn a řešen skutečný vědecký a technický problém – zvýšit efektivitu záměrné výbuchy vrtných náloží na rozpojení a odhoz různě odolných hornin přímo na vnitřní výsypky různě odolných horninách, které zajišťují snížení nákladů na těžební a nakládací práce a doprava, která má důležitý význam při povrchovém dobývání surovin ve vybraných lokalitách, včetně i v rozvoji Džeroj-Sardarinského naleziště fosforitů republiky Uzbekistán.

Hlavní výsledky diplomové práce splňují rozvoj a realizace jsou následující :

Je navržen způsob rozpojení a odhoz hornin výbuchem, který zvyšuje efektivitu výroby zaměřené výbuchy vrtných náloží na odhoz, vědecká novinka spočívá v použití zkrácených vrtů v silných mezivrstvách pro efektivní využití jejich energie a diferencované působení na masivu různě odolných, zajišťující snížení nákladů na těžbu, nakládací práce a doprava.

Stanovena závislost koeficientu odhozu různě odolných hornin v vydobytém prostoru od měrnou potřeby výbušnin, úhel sklonu vrtů, šířka záběru, výškou etáží a mocnost silných mezivrstev, na jejichž základě vyvinuta metodika inženýrské výpočty stanoveny koeficient odhozu při rozpojení různě odolných hornin výbuchem náloží v průmyslových podmínkách.

Zjištěno bylo, že se rovnoměrnost rozpojení různě odolných hornin rozložené v složitých podmínkách naleziště dosáhlo řízením energie výbuchu změnou směru zahájení zkrácených vrtných náloží.

Vyvinuta metodika stanovení základních parametrů rozchodu při rozpojení a odhoz různě odolných hornin výbuchem vrtných náloží v průmyslových podmínkách, stanoveny závislost rozchodu explodované různě odolných hornin od měrnou potřeby výbušnin, úhel sklonu vrtů, šířka výrubu a výška etáže.

## SEZNAM POUŽITÉ LITERATURY

- [ 1 ] NAUMOV, V. Intenzifikace přípravy uhelných zásob na bezdopravného systému vývoji s častěčným dodávkou hornin v vydobytém prostoru. Autoreferat . Moskva.: Institut Hornictví jm. AA Skočinskij. 1987. 13 s.
- [ 2 ] ČERNIGOVSKIJ, A. Aplikace říteného výbuchu v hornictví a stavebnictví. Moskva: Nedra, 1976. 312 s.
- [ 3 ] ŽARIKOV, I. Vývoj a vědecký základ energeticky úsporných technologií trhacích práce na povrchových uhelných ložisek: Dis....Doktor. tehn. vědy. M. Institut Hornictví jm. AA Skočinskij, 2001. 316 s.
- [ 4 ] ŽARIKOV, I. , SIMONOV, A. Zvýšení efektivity výbuchy na odhoz při bezdopravného systému vývoje // Sbíрка věd. prací. Institut Hornictví jm. A.A Skočinskij. Moskva, 1986. 10-18 s.
- [ 5 ] TIŠČENKO, V. , FINADEEV, P. Použití výbušné pohyb hornin pro zvýšení účinnosti opakované překládání hornin v vydobytém prostoru // Sbíрка věd. prací Uralské VŠB. Čeljabinsk, 1970. 135 – 139 s.
- [ 6 ] GRAČEV, F. , REPETUCH, V. Výkop různě strukturné skrývky na bezdopravního systému vývoje // Hornický šasopis. Moskva, 1981. Č.10 , 22 – 25 s.
- [ 7 ] REPIN, N. Příprava a rýpání nadložných hornin uhelných dolech. Moskva: Nedra, 1978. 255 s.
- [ 8 ] ŽARIKOV, I. , SMIRNOV, A . O možnosti zvýšení koeficient odhozu při výbušné pohybu nadloží // Sbíрка věd. prací. Institut Hornictví jm. A.A Skočinskij. Moskva, 1985. 23 – 30 s.
- [ 9 ] ŽARIKOV, I. , KIRILLOV, M . Efektivní metody explozí při rozpojení a přesunete skrývkových hornin // Sbíрка věd. prací. Institut Hornictví jm. A.A Skočinskij. Moskva, 1999. 65 – 76 s.
- [ 10 ] ZAIROV, Š . Vědecko – technické základy explozivní distrukci masívu různě odolných hornin. Dis.. práce. kand. techn. věd. Navoi, 2010.
- [ 11 ] GABRIELJAN, S. Ekonomická stav proveditelnosti zvýšení podmínku měrné spotřeby výbušnin při bezdopravního pohybu hornin do výsypky // Sbíрка věd. Prací. Uralské VŠB. Čeljabinsk, 1970. 140 – 144 s.
- [ 12 ] ŽARIKOV, I. Studie výbušného pohybu nadloží do vydobytém prostoru // Sbíрка věd. prací. Institut Hornictví jm. A.A Skočinskij. Moskva, 1987. 18 – 25 s.
- [ 13 ] ŽARIKOV, I. , KIRILLOV, M. Efektivní technologie pro výbušného pohybu nadloží v vydobytém prostoru // III Mezinárodní konference. Trhací práce: tezis. správa. Moskva, 1997. 33 – 38 s.
- [ 14 ] KIRILLOV, M. Zvýšení efektivity výbušné posunutí nadloží do vydobytého prostoru při bezdopravného systému těžby uhelných ložisek. Autoreferat. Irkutsk: IUT. 2000. 20 s.



- [ 15 ] AKAYEV, M. , TREGUBOV, B a kol. Vrtní nálož se vzduchovými mezerami // Sběrka věd. prací Novosibirsk VŠB. Novosibirsk, 1974. 91 s.
- [ 16 ] NOROV, Y. a kol. Způsob pohybu hornin výbuchem // Oficiální novinky. Navoi, 2010. №10.
- [ 17 ] BESSONOV. Příručka pro výpočet ekonomického efektu z využívání vynálezů a inovací. Moskva 1983, 96 s.

#### **WEBOVÉ STRÁNKY NA INTERNETU**

- [ 18 ] Veřejné zdroje pro volný konverze dokumentů [online] VŠB Navoi 2010 [cit. 2014 – 01 – 25]. Dostupné na WWW: <<http://uz.denemetr.com/docs/769/index-88330-1.html?page=2> >
- [ 19 ] Navoi Mining & Metallurgical Combinat . Media [online]. Navoi, 2008 № 4 [cit.2013 – 10 – 20].Dostupné na WWW:<<http://www.ngmk.uz/en/presa> >

**Bc. Sanjar Khusenov: Způsob rozpojování různě odolných hornin v masivu pomocí trhacích prací**  
**SEZNAM POUŽITÝCH TABULEK**

- Tabulka. 1** Fyzikálně-mechanické údaje pro hornin Džeroj-Sardarinského ložiska fosforitů.
- Tabulka. 2** Parametry vrtacích a trhacích prací experimentálních pozemků.
- Tabulka. 3** Granulometrické složení při základní a upravený způsobech rozpojení.
- Tabulka. 4** Optimální hodnoty koeficient odhozu.
- Tabulka. 5** Parametry modelové a experimentální výbuchy.
- Tabulka. 6** Parametry modelové a experimentální výbuchy.
- Tabulka. 7** Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №5.
- Tabulka. 8** Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №8.
- Tabulka. 9** Základní ukazatele zkušební průmyslové výbuchy v pozemek №3.
- Tabulka. 10** Parametry vrtné a trhací práce na zkušenské a kontrolních bloků a výsledky explozí na odhoz (s zápalnou šňůrou).
- Tabulka. 11** Parametry vrtné trhací práce na experimentálních a kontrolních bloků na odhoz ( neelektrická systéma výbuchu).
- Tabulka. 12** Definice nákladů na odstřelu v základní variantě  $Z_{Od1}$ .
- Tabulka. 13** Definice nákladů na odstřelu v základní variantě  $Z_{Od2}$ .

**Bc. Sanjar Khusenov: Způsob rozpojování různě odolných hornin v masivu pomocí trhacích prací**  
**SEZNAM POUŽITÝCH OBRÁZKŮ**

**Obrázek. 2** Schematický řez Džeroj-Sardarinského ložiska.

**Obrázek. 2** Experimentální prostor lomu pro průmyslové testování vyvinuté metody rozpojení.

**Obrázek. 3** Fragmentace po základním způsobu.

**Obrázek. 4** Fragmentace po upraveném způsobu.

**Obrázek. 5** Rozdělení frakcí granulometrického složení při základní a upraveným způsobu rozpojení různě odolných hornin

**Obrázek. 6** Profily rozchodu při různých schématech odstřelu.

**Obrázek. 7** Vliv řady vrtů na tvorbu rozchodu odstřelovaného horského masivu.

**Obrázek. 8** Experimentální schéma výbuchu.

**Obrázek. 9** Schéma výbuchu se sníženou měrnou spotřebou výbušnin.

**Obrázek. 10** Schéma výbuchu na odhoz při průměru vrtu 320 mm.

**Obrázek. 11** Tradiční a nový systém výbuchu (Profil rozchodu odstřelovaného horského masivu).

**Obrázek. 12** Schéma vývoje plynové dutiny výbuchu náloží na odhoz.

**Obrázek. 13** Spůsob rozpojení a odhoz různě odolných hornin.

**Obrázek. 14** Umístění vývrtů, schéma montáže explozivní sítě a návrhy náloží.

**Obrázek. 15** Pohled experimentálního bloku, před a po výbuchu .

**Obrázek. 16** Umístění vývrtů, schéma montáže explozivní sítě a návrhy vrtných náloží.

**Obrázek. 17** Pohled experimentálního bloku před a po výbuchu.

**Obrázek. 18** Závislost koeficientu odhozu různě odolných hornin .

## **PŘÍLOHY**

- Příloha č. 1      Situační plán Taškura naleziště fosforitů.
- Příloha č. 2      Patenta Republiky Uzbekistán № IAP 04242 od 06.09.2010 r. Způsob pohybu hornin výbuchem / Norov Y , Bibik I , Ivanovskij D , Zairov Š // Oficiální novinky. Navoi, 2010. №10.
- Příloha č. 3      Obrázky jiního způsobu skrývky a dobývání fosforitu pomocí kombajnu v naleziště Taškura.

Пříloha č. 2





Příloha č. 3

